

Материалы международного совещания
Новые технологии обогащения и комплексной
переработки труднообогатимого природного и
техногенного минерального сырья
(Плаксинские чтения 2011)

УДК 622.7

ББК 33.4

Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения 2011): Материалы международного совещания. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г., Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2011. – 580 с.

Под общей редакцией академика РАН В.А. Чантурия

Ответственный редактор канд. техн. наук Т.В. Чекушина

ISBN 978-5-91128-040-6

© ООО «УГМК-Холдинг», 2011

© УРАН ИПКОН РАН, 2011

© Коллектив авторов, 2011

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

**ТРЕБОВАНИЯ К МИНЕРАЛОГИЧЕСКИМ ИССЛЕДОВАНИЯМ
ПРИ ОЦЕНКЕ КАЧЕСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

О.Б. Котова, Е.Г. Ожогина, А.А. Рогожин**

e-mail kotova@geo.komisc.ru , vims-ozhogina@mail.ru, rogojin@df.ru

Россия, г. Сыктывкар, Учреждение Российской академии наук

Институт геологии Коми научного центра Уральского отделения РАН

* Россия, г. Москва, Федеральное государственное унитарное предприятие
«Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н.М.Федоровского»

Рациональное комплексное использование минерального сырья предполагает оптимальное (по возможности полное и экономически целесообразное) извлечение полезных и сопутствующих минералов с минимальными потерями в недрах и на всех стадиях технологического передела, выделение основных и сопутствующих компонентов в ликвидные товарные продукты, утилизацию отходов переработки и проведение природоохранных мероприятий, направленных на восстановление экосистем. При этом все в большей степени проявляется тенденция к ухудшению качественных характеристик актуального ресурсного потенциала отечественного минерально-сырьевого комплекса.

В обозримом будущем нам придется иметь дело с принципиально новой реальностью: минерально-сырьевой базой, сформированной в основном низкокачественными рудами с низкими содержаниями полезных компонентов, комплексным составом и сложной обогатимостью.

Достоверность и правильность технологической оценки таких руд обеспечивается специализированным минералого-аналитическим сопровождением, использующим современные методы изучения состава и свойств пород, руд, минералов и технологических продуктов.

Методы технологической минералогии позволяют выявлять в рудах полезные и вредные минералы и их ассоциации, определять особенности их реального состава и строения, характер взаимоотношений между собой и с породообразующими фазами, контролировать, объяснять и прогнозировать поведение руд в технологических процессах. Опыт выполнения минералогических исследований при технологической оценке полезных ископаемых позволяет выделить некоторые общие методические подходы.

1. Технологическую оценку минерального сырья необходимо начинать с самых ранних стадий геологического изучения месторождений (рудопроявлений) полезных ископаемых. На получение данных для такой оценки должно быть ориентировано и минералогическое сопровождение геологоразведочных работ. Данные минералогических исследований на последовательных стадиях ГРР должны сохраняться, накапливаться и анализироваться во всей совокупности по мере детализации. Опыт

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

показывает, что ранняя минералогическая информации о минерально-сырьевом объекте может оказаться весьма полезной, в том числе при решении технологических проблем, возникающих на стадиях его отработки или позднейшей геолого-экономической переоценки.

2. Методы технологической минералогии применяются при проведении геолого-технологического картирования с целью детального изучения типов и сортов руд в пределах месторождения. Результаты такого картирования необходимы для формирования представительных технологических проб, выявления способов усреднения руды и возможности селективной отработки различных технологических типов, а также для разработки технологических схем, контролируемых по устойчивости к вариациям состава и свойств руд.

3. Достоверность результатов минералогических исследований обеспечивается соблюдением требований системы контроля их качества.

В геологической отрасли действует система УКАР, охватывающая основные элементы метрологического обеспечения аналитических (в том числе минералогических) работ: требования к лабораториям, требования к качеству пробоподготовки, требуемую точность анализов, методики выполнения измерений, стандартные образцы фазового состава и свойств минералов, процедуры и нормы внутреннего и внешнего контроля.

Научный совет по минералогическим методам исследований (НСОММИ), действующий при ВИМСе, выполняет экспертизу и утверждение нормативно-методической документации по конкретным видам анализа с определением области применения. Разработка таких методик особенно актуальна в связи с тем, что в изучение вовлекаются все более сложные нетрадиционные виды полезных ископаемых.

4. Полнота информации о технологических свойствах руд достигается применением комплекса современных методов и технических средств.

Такой рациональный методический комплекс определяется для конкретного типа минерального сырья в зависимости от стадии работ, на которой выполняется технологическая оценка, и может включать как традиционные методы минералогии, так и высокоразрешающие прецизионные физические методы, позволяющие изучать строение вещества на микро- и наноуровнях, исследовать свойства поверхностей, границ раздела фаз и т.д. Основными, как правило, являются методы оптической микроскопии, рентгенографии и элементного анализа. При необходимости применяются и другие методы минералогического анализа (электронно-микроскопический, магнитометрический, рентгенотомографический, микрорентгеноспектральный и т.д.).

Задачи технологической оценки минерального сырья необходимо решать в тесном взаимодействии инструментальных и методологий, используемых минералогами, химиками-аналитиками и технологами (обогащателями, химиками, металлургами), причем минералогические исследования являются в этом комплексе базовыми и сквозными: при прогнозе технологических свойств, на стадии разработки технологических схем и при контроле технологических процессов. Например, уже первые данные по составу и характеру взаимоотношения минеральных фаз могут служить основой при определении необходимой степени измельчения для их рас-

крытия. С другой стороны некоторые методы из арсенала прикладной минералогии основательно вошли в практику технологических исследований в виде самостоятельных методик и позволяют, например, оценивать обогатимость руд радиометрическими методами.

Следует отметить четко прослеживающуюся взаимозависимость различных этапов исследований: технологическая минералогия руд→технология их переработки→технологическая минералогия руд.

Прикладные минералогические исследования руд на ранних стадиях ГРР или при геолого-экономической переоценке месторождений позволяют прогнозировать методы рудоподготовки и поведение сырья в технологических процессах, а также качество ожидаемых продуктов. Результаты таких исследований генерируют технологии передела руд, которые в свою очередь ставят новые задачи перед технологической минералогией. Особенно четко это прослеживается на новом поколении минерального сырья – индустриальных наноминералах, вовлечение которых в технологии обогащения ведет к изменению понятия самого полезного компонента.

Сегодня, пожалуй, основным объектом обогащения становятся или тонкодисперсные руды, или руды, содержащие в значительном количестве тонкодисперсные фазы, нередко полезные, как природного, так и техногенного происхождения. Следовательно, размерность зерен (частиц) становится определяющим фактором в технологиях обогащения, поэтому главной тенденцией рудоподготовки к обогащению является снижение конечной крупности материала.

Наноразмерные технологии определяют изучение и внедрение механизмов извлечения минеральных компонентов на молекулярном, атомарном и электронном уровнях, когда появляется возможность управления технологическими процессами на стадии формирования полезного компонента.

В качестве примеров можно привести оксидные железомарганцевые руды океана или техногенное сырье (например, металлургические шлаки), в которых минеральные фазы цветных, редких и благородных металлов, представляющие промышленную ценность, присутствуют в незначительных количествах и имеют микро-нанометрическую размерность.

В золото-сульфидных и золото-кварц-сульфидных рудах в значительном количестве встречается «упорное» самородное золото, имеющее микро-нанометрическую размерность, которое по-прежнему не доизвлекается при обогащении таких руд.

Практический интерес с точки зрения обогащения имеют микро-нанопарагенезисы, идентифицируемые в главных рудных минералах, содержащих золото – пирите, арсенопирите.

Контакт зерен в сростках приводит к перераспределению электронов и их переносу через границу с возникновением разности электрических потенциалов, электрических полей и образованием валентных связей.

Взаимодействия на межфазных границах определяются электропроводностью минералов, их диэлектрической проницаемостью и сродством к электрону, работой выхода электронов, типом проводимости, концентрацией носителей зарядов, шириной запрещенной зоны.

При переходе к наноразмерным частицам необходимо учитывать и другие физические и химических особенности границ, включая проявление квантовых эф-

фектов.

В случае образования на поверхностях минералов неавтономных фаз – новообразований нанометрового размера, являющихся результатом кластерного упорядочения поверхностных слоев минералов, они могут рассматриваться как концентраты некогерентных элементов, например, благородных металлов в сульфидных рудах.

Наноминералогические исследования, направленные на определение форм нахождения полезного компонента, выявления особенностей анатомии его индивидуальных, изучение реального состава и строения, актуальны и при оценке качества традиционных, например железных, титан-железных руд, смешанных и окисленных марганцевых руд. В большинстве своем такие руды являются комплексными, и степень их промышленной привлекательности увеличивается при выявлении и идентификации в них минеральных фаз благородных металлов (титан-железные руды), золота и цветных металлов (марганцевые руды). В то же время, как показывают минералогические исследования последних лет, на качество руд, в частности, руд черных металлов в значительной степени влияют гетерогенность главных рудных минералов и их морфометрические характеристики (микростроение), выявленные на микро-наноуровне. Например, магнетит скарных месторождений часто обладает микро-наноблочностью, микрокавернозностью, подвержен процессам магнетитизации и мартитизации (не всегда в полном объеме фиксируемым методами оптической микроскопии), обуславливающими микронеоднородность зерен.

В действительности гидроксиды марганца, например, псиломелан, практически всегда представляют собой полиминеральный рудный агрегат, сформированный тесно ассоциирующимися минералами микро-нанометрической размерности, количество которых может варьировать в широких пределах.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ, ЭКОНОМИЧЕСКИЕ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Г.Н. Рудой, Н.А. Волкова, И.В. Шадрунова, И.В. Зелинская***

Россия, г. Верхняя Пышма, ООО «УГМК-холдинг»

*Россия, г. Москва, Учреждение Российской академии наук Институт проблем комплексного освоения недр РАН

**Россия, г. Иркутск, Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Иркутский государственный технический университет»

В последние столетия в районах горнорудной промышленности сформировался особый класс месторождений – техногенные месторождения (ТМ). К ним следует относить техногенные образования (отвалы горнодобывающих предприятий, хвостохранилища обогатительных фабрик, шлакозольные отвалы топливно-энергетического комплекса, шлаки и шламы металлургического производства,

шламо-, шлако- и т.д. отвалы химической отрасли) на поверхности Земли, по количеству и качеству содержащегося в них минерального сырья пригодные для промышленного использования в настоящее время или в будущем по мере развития науки и техники. То, что академик А.Е.Ферсман относил к продуктам техногенеза, по сути является ТМ. Эти месторождения являются потенциальным источником цветных, редких и благородных металлов, а также строительных материалов.

ТМ находятся на поверхности Земли, горная масса в них преимущественно дезинтегрирована и содержит значительно большее количество минералов (более 30 000), чем в обычных месторождениях (около 3 000). Последняя особенность определяет сложность их переработки, так как из-за многообразия минеральных форм требуются иные технологии, чем для обычных руд, основанные на инновационных решениях по вовлечению в эксплуатацию минерального сырья в накопленных и формируемых техногенных образованиях.

Всего в России года накоплено почти 10 млрд. т техногенных отходов, из них 55% формируются горнодобывающей промышленностью. Отходы занимают значительные площади земель, изымаемые с баланса сельского и лесного хозяйства. Они являются источниками пылевыделения, хвостовых стоков, загрязняют атмосферу, поверхностные и подземные воды, почвы, постепенной деградации природных ландшафтов, сокращению биоразнообразия, снижению природного потенциала территорий и их жизнеобеспечивающих функций.

Производство продукции из ТМ как правило в несколько раз дешевле, чем из специально добываемого для этого сырья, и характеризуется быстрой окупаемостью капиталовложений. Однако сложный химический, минералогический и гранулометрический состав техногенного сырья, а также широкий набор содержащихся в них полезных ископаемых (от главных и попутных компонентов до простейших строительных материалов) затрудняют расчет суммарного экономического эффекта от их переработки и определяют необходимость индивидуального подхода к оценке каждого такого объекта.

В настоящий момент выявился ряд неразрешимых противоречий между изменением характера минерально-сырьевой базы, т.е. необходимостью вовлечения в переработку труднообогатимых руд и техногенных месторождений, экологически обостренной ситуацией в горнопромышленных регионах и состоянием техники, технологии и организации первичной переработки минерального сырья.

В области использования отходов рудообогащения важнейшим является детальное минералого-технологическое исследование каждого конкретного, индивидуального техногенного месторождения, результаты которого позволят разработать эффективную и экологически безопасную технологию промышленного освоения дополнительного источника минерального сырья.

В Институте проблем комплексного освоения недр (УРАН ИПКОН РАН) разработаны научные основы формирования и функционирования интегрированных горнотехнических систем комплексного освоения месторождений твердых полезных ископаемых с применением новых комбинированных геотехнологий в условиях замкнутого цикла полного извлечения, переработки и утилизации всех видов горных пород при совместном освоении природных месторождений и техногенных образований рудного сырья [1].

Разработаны основные методические положения по обоснованию кондиций на

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

техногенное минеральное сырье. Общий концептуальный подход к проблеме комплексного освоения техногенных месторождений и их классификация позволяют подойти к дальнейшему решению основных задач целенаправленно и системно упростить задачу обоснования оптимальных параметров вновь создаваемых ТМ, ускорить решение проблемы комплексного освоения техногенных ресурсов. Общим для решения является описание и моделирование процессов формирования и взаимодействия техногенных месторождений (слагающих их элементов) с окружающей средой с целью поиска оптимальных инженерных решений, в минимальной степени воздействующих на экосистему.

Выбор таких решений важен как в нормативно-законодательном, так и в экологическом аспектах.

Действующее экологическое законодательство не ориентировано на регламентацию использования отходов как источника минерального сырья, а рассматривает их в основном с точки зрения причинения вреда окружающей среде, соответственно применяя к ним правила о плате за негативное воздействие на окружающую среду.

К видам негативного воздействия на окружающую среду по действующему законодательству отнесены, в частности, выбросы в атмосферу загрязняющих и иных веществ; размещение отходов производства и потребления; загрязнение окружающей среды шумом, теплом, электромагнитными, ионизирующими и другими видами физических воздействий.

Примером ценности горно-промышленных отходов могут служить техногенные отходы Урала и Сибири. Учитывая неравномерность распределения ценных компонентов в техногенных отходах, можно считать, что их значительная часть вполне конкурентоспособна по сравнению с коренными рудами.

На Урале ежегодно образуется около 5 млрд т различных отходов, в регионе накоплено свыше 220 млн. т хвостов обогащения, складировано свыше 110 млн. т медных шлаков, содержащих в среднем 0,37% меди, 2,29% цинка и 0,98% серы, а также более 7 т золота и 150 т серебра, 23 тыс. т висмута и 8 тыс. т кадмия.

В отработанных и законсервированных хвостохранилищах уральских обогатительных фабрик медного комплекса находится более 50 млн. т отходов, содержащих 0,33% меди, 0,5% цинка и 28,2% серы [2].

Наибольшую ценность в хвостах обогащения уральских руд представляют сера (30-50% общей стоимости хвостов), драгоценные металлы (25- 45%), медь (10-20%) и цинк (10-15%).

На горных, обогатительных и металлургических предприятиях ООО «УГМК – Холдинг» образующиеся отходы производства представляют собой, как правило, ценное техногенное сырье, особенностью которого является многотоннажность и многокомпонентность, следствием чего являются высокие платежи за хранение отходов. В последнее время активизировалась работа по вовлечению техногенного сырья в производственный цикл холдинга.

Разработана и внедрена технология переработки отвальных шлаков на ряде обогатительных фабрик, входящих в состав металлургических заводов. Так, обогатительная фабрика Среднеуральского медеплавильного завода за последние 10 лет полностью переведена на переработку лежалого и текущего отвального шлака с

объемом производства порядка 1 млн т шлака/год.

С 2009 г. организована переработка ценного отхода цинкового производства – клинкера, аккумулирующего в своем составе, помимо меди и железа, практически все драгоценные металлы, поступающие с цинковым сырьем на цинковые заводы (ОАО «Электроцинк» и ОАО «Челябинский цинковый завод»). После магнитной сепарации обе фракции направляются на дальнейшее использование: магнитная в шихту медеплавильного производства на извлечение меди и драгоценных металлов, немагнитная - на цементные заводы.

Для техногенного сырья - бедных золотосодержащих руд - отходов добычи медно-цинковых руд горных предприятий Башкирии и Оренбургской области разработаны, внедрены и успешно эксплуатируются технологии кучного выщелачивания золота с получением концентрата, который направляется на аффинажное производство ОАО «Уралэлектромедь».

В 2010 г. был разработан проект организации участка подземного выщелачивания меди и золота из лежалых пиритных огарков, складированных на территории филиала «Производство полиметаллов» (г. Кировград) за период эксплуатации производства серной кислоты путем обжига пиритного концентрата. В настоящее время проект проходит процедуру согласования, после чего начнется строительство и освоение технологии подземного выщелачивания золота и меди.

На кафедре «Обогащения полезных ископаемых и инженерной экологии» имени профессора С.Б. Леонова Национального исследовательского Иркутского государственного технического университета разработаны концепции и принципы построения технологических схем переработки техногенного золото- и серебросодержащего сырья, основанные на центробежных, магнитных, флотационных, сорбционных методах обогащения.

В Магнитогорском государственном техническом университете (ГОУ ВПО «МГТУ») проведено научное обоснование технологических решений доизвлечения золота из техногенных минеральных образований хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик. Доказано, что для комплексного освоения запасов хвостохранилищ ЗИФ целесообразно применение комбинированной схемы: обводненные участки хвостохранилища с относительно крупным и мелким золотом перерабатываются по гравитационной технологии; обводненные участки с тонким и мелким золотом - выщелачиванием на месте залегания с подачей выщелачивающих растворов через скважины. Разработана технологическая схема гравитационного обогащения лежалых хвостов с использованием модифицированных концентраторов САЦ -0,75 и САЦ - 0,5, позволяющая получать гравитационной концентрат с массовой долей золота 45,6 г/т при извлечении золота 65%. Разработаны технологические решения по кучному выщелачиванию золота из хвостов гидрохлорированием с получением продуктивных растворов с концентрацией золота 0,5-0,85 мг/дм³ при извлечении золота в готовую продукцию 85%.

На основе вещественного состава и физико-механических свойств шлаков, выбора и обоснования экспрессного критерия селективности дезинтеграции шлаков, уточнения механизма дезинтеграции и определения зависимости между параметрами работы центробежно-ударных дробилок НПА «Урал Центр и физико-механическими свойствами разрушаемого материала и результатов флотации шлаков доказана селективность дезинтеграции шлаков в аппаратах центробежно-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ударного дробления. При флотации шлаков ЗАО «Карабашмедь», рудоподготовка которых включала селективную дезинтеграцию в аппаратах центробежно-ударного дробления, массовая доля меди в общем медном концентрате составила 27,36% при извлечении меди в концентрат 96,27%.

Иркутский государственный технический университет (ГОУ ВПО «ИрГТУ») имеет богатый и интересный научный и практический опыт в вопросах комплексной переработки техногенных месторождений, к числу которых относятся, отвалы горных пород, хвосты горно-обогатительных и горно-металлургических предприятий, золошлакоотвалы, попутно вскрывающиеся и хранящиеся в гидроотвалах подземные рассолы [3].

Установлено, что с 1 га сухих участков пляжей хвостохранилищ в сутки может уноситься ветром от 2 до 5 т мелкодисперсной пыли. Опробования, проведенные на ряде хвостохранилищ, показали, что перемещение границы загрязнения подземных вод вокруг хвостохранилища в зависимости от сорбционной способности грунтов составляет от 5 до 14 м/год [4].

Основными объектами исследования являлись хвостохранилище Джидинского вольфрам-молибденового комбината (ВМК), золоотвалы топливно-энергетической и добывающей компании ОАО «Иркутскэнерго», отвалы золотомышьяковистых огарков Ангарского металлургического комбината, попутно вскрывающиеся рассолы железорудных и алмазородных месторождений Сибирской платформы.

Разработан ряд новых комбинированных технологических схем обогащения техногенных месторождений золота. Спроектированы, изготовлены и эксплуатируются четыре типа промывочных приборов с модулями для извлечения труднообогатимого золота в Иркутской области, республике Саха-Якутия, Магаданской области, Хабаровском крае. Применение приборов данного типа позволило повысить извлечение на месторождениях с высоким содержанием мелкого золота на 20–25%.

Спроектирована, изготовлена и была сдана в эксплуатацию промышленная установка производительностью 100т/час для извлечения золота из золошлаковых отвалов тепловых электростанций. Место эксплуатации – Рефтинская ГРЭС, Свердловская область, предприятие ООО «Флогопит».

Хвостохранилище Джидинского ВМК содержит более 45 000 000 тонн лежалых хвостов, из них 15 000 000 с повышенным содержанием золота. В наиболее продуктивной фракции -0,071 мм содержанием его составляет 2,2 г/т. Содержанием сфалерита достигает 8,5%, галенита 5,4%.

Разработана и промышленно апробирована гравитационно-центробежная технология, позволяющая рентабельно извлекать из техногенного вольфрамсодержащего месторождения золото с извлечением от 77 до 86,3%. Последующая гидрометаллургическая переработка позволила извлечь золото в раствор на 96,8% [5].

Разработана технологическая схема обогащения отходов обогащения Аллах-Юньской ЗИФ с содержанием золота до 1,6 г/т; спроектирована и сдана в эксплуатацию промышленная установка производительностью 30 т/час, позволяющая методом активного выщелачивания извлекать до 96% золота с выходом «золотой головки» до 2 кг/сутки и содержанием химически чистого золота 1000 г/т и более 1400 кг/сутки промпродукта с содержанием 900 г/т [6].

Предложена технологическая схема переработки красных шламов – отходов производства алюминия, содержащих помимо основного ценного компонента – гематита, титан, кремний, алюминий, редкоземельные элементы.

Предложена технологическая схема переработки красных шламов на технически полезные продукты. Обработка красного шлама четыреххлористым кремнием приводит к «коричневому» шламу, из которого после удаления железа легко получается кремнеземный порошок - используемый в современном производстве продукт. Совместно с железом из «коричневого» шлама извлекаются стронций и медь, а остаточный шлам обогащается цирконием [7]

Доказана перспективность использования отходов переработки Мамско-Чуйского Бирюсинского, Алданского месторождений для доизвлечения слюды с целью производства микалекса, слюдопласта и получения неорганических сорбентов, перспективных для очистки сточных вод [8].

Разработаны теоретические основы экологически безопасных технологий и технологических схемы для комплексной переработки техногенных гидроминеральных ресурсов.

Разработаны принципиальные технологические схемы извлечения ценных компонентов из рассолов, включающая ионную флотацию, вымораживание, ионный обмен и выпаривание.

Технология обогащения гидроминерального сырья с общим солесодержанием 500 г/дм³ позволяет получать стронциевые, рубидиевые, литиевые, натриевые, калиевые, кальциевые и магниевые продукты.

Проведены испытания технологической схемы на рассолах, отобранных из скважины №520 Удачинского ГОКа.

В результате применения разработанной технологии извлечение металлов составляет: лития 87%, стронция 92%, рубидия 91%, натрия 96% [9].

Впервые разработан методологический подход к изучению и использованию подземных рассолов на основе реализации их эмерджентных (системных) свойств, поскольку отходы давно стали частью окружающей нас природной среды. Поэтому решение проблемы их использования является задачей государственной программы рециклинга, входящей в систему рационального недр- и природопользования.

Объективными предпосылками вовлечения в производственный оборот техногенных образований являются:

- ✓ неизбежность сохранения природно-ресурсного потенциала, которая обеспечивается сокращением добычи первичных минерально-сырьевых ресурсов и снижением объема наносимого окружающей среде ущерба;
- ✓ необходимость замены первичных ресурсов вторичными, обусловленная потребностями производства в материально-сырьевых ресурсах, в том числе тех отраслей, природно-сырьевая база которых значительно исчерпана;
- ✓ возможность использования техногенных отходов при внедрении достижений научно-технического прогресса.

Список использованных источников:

1. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья/К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова; Ин-т проблем комплексного освоения недр РАН.- М.: Наука, 2010.-437 с.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

2. Комаров М.А. Техногенные минерально-сырьевые ресурсы / Под ред. В.В.Караганова и Б.С.Ушкенова / М.А.Комаров, Б.К.Михайлов, Ю.А. Киперман и др. // Москва-Алматы, 2003.
1. З. Федотов К.В., Зелинская Е.В. Научная школа «Обогащение полезных ископаемых и инженерная экология»// Вестник ИрГТУ, Иркутск, 2005, №2. – С.72-81.
3. Чуянов Г.Г. Хвостохранилища обогатительных фабрик, Известия ВУЗов, Горный журнал – 2001 г - № 4-5, С. 190-195.
4. Федотов К.В., Полинкина И.В. Изучение морфологии золота Джидинского вольфрамомолибденового комбината с целью его извлечения//Новые технологии в металлургии, химии, обогащении и экологии// Всероссийская научно-практическая конференция г. Санкт-Петербург, 2004 г.
5. Федотов К.В. , Богданов А.В., Кычкин А.Е. Переработка золотоносных отходов обогатительного производства Аллах-Юньской ЗИФ //Сб. Научн. Трудов «Обогащение руд»: Иркутск, ИрГТУ, 2001. -12с.
6. Толстоулакова, А.В. Синтез биологически активного железосодержащего препарата на основе красного шлама /А.В.Толстоулакова, А.С.Муха, С.А.Зайдес // Вестник ИрГТУ.- Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2007, №2.- С. 21-23
7. Перфильева Ю.В. Комплексное использование минерального сырья и продуктов утилизации отходов слюдяного производства // Вестник ИрГТУ. -2007. -№1. –С.68-73.
8. Воронина Е.Ю., Зелинская Е.В. Теоретические основы термических методов для использования гидроминеральных ресурсов Восточной Сибири //Записки горного института. – Санкт-Петербург, 2005, Т.165- С.49-50.

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Г.В. Седельникова, А.И. Романчук, Д.Х. Ким, Е.Е. Савари

e-mai: gsedelnikova@mail.ru, Россия, г.Москва,

Федеральное государственное унитарное предприятие

«Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов» (ФГУП ЦНИГРИ)

Вовлечение в эксплуатацию бедных, забалансовых, упорных руд и техногенного сырья выдвигает задачу создания новых рентабельных технологий извлечения благородных и цветных металлов.

Одним из методов улучшения технико-экономических показателей освоения месторождений является крупнокусковая сепарация, позволяющая предварительно отделить породу с отвальным содержанием полезных компонентов и снизить объём руды, поступающей на обогащение.

Наиболее эффективно применение крупнокусковой сепарации для вовлечения в промышленную эксплуатацию бедных и забалансовых руд крупных месторождений.

Фотометрическая сепарация. Промышленное применение фотометрической сепарации (ФМС) стало возможным с появлением техники нового поколения - полихромных фотометрических сепараторов, основанных на использовании высокоскоростных цифровых оптических систем с компьютерной обработкой изображе-

ния. Это позволило создать типоразмерный ряд высокопроизводительного технологического оборудования для горнодобывающей промышленности, в частности, фотометрические сепараторы группы компаний «OptoSort» с производительностью до 300 т/час.

Исследования по крупнокусковой фотометрической сепарации золотосодержащих руд были начаты ЦНИГРИ на установке «Gemstar - 600» производительностью 10 т/час. Первым объектом исследований являлась руда месторождения Сухой Лог.

Углеродсодержащая руда прожилково-вкрапленного типа с кварц-пиритовой минерализацией (руда №1). Главным рудным минералом и основным концентратом золота является пирит, в котором золото присутствует в виде включений различной крупности, преимущественно в виде частиц крупностью 20–400 мкм. Значительная по массе часть золотин имеет крупность более 100 мкм.

Основная часть пирита представлена разнозернистыми кристаллическими сростками и агрегативными скоплениями с размером зёрен от первых десятых долей до 5-7 мм. Наиболее золотоносными являются относительно крупные (0,7–2 см) кварц-пиритовые прожилки.

Ассоциирующий с пиритом кварц не является концентратом золота, но его развитие в составе пиритовых выделений служит признаком повышенной золотоносности. Рудовмещающие породы представлены тёмно-серыми углеродистыми алевролитовыми сланцами.

Изучена контрастность руд, определен признак их разделения и разработана технология фотометрической сепарации рядовых и убогих руд. При сепарации рядовых руд с содержанием золота 3 г/т выделен концентрат ФМС, включая отсев, с выходом 53,4%. Получены отвальные хвосты с содержанием золота 0,43 г/т при выходе 46,6%. Для убогой руды с содержанием золота 0,64 г/т выход отвальных хвостов с содержанием золота 0,22 г/т составил 69,12%. Содержание золота в поступающей на глубокое обогащение руде удалось увеличить 2,4 раза против содержания в исходном сырье при его извлечении 76,12%. Применение фотометрической сепарации позволит вовлечь в эксплуатацию убогие руды, прямое обогащение которых неэффективно.

В последние годы исследования по фотометрической сепарации продолжены на золотосодержащих рудах других типов: частично окисленных золото-кварцевых сульфидных; золото-кварцевых малосульфидных; забалансовых золото-медных и золотосульфидных тонко вкрапленных.

Частично окисленная золото-кварцевая сульфидная руда № 2. Рудный материал представлен кварцем, претерпевшим поверхностные изменения под воздействием окислительных процессов. Кварц с включением пирита и железистых карбонатов имеет бурый цвет, с арсенопиритом - грязно-зеленый за счет вторичного скородита.

Вмещающие породы - черные сланцы, мелкозернистые песчаники, мелкозернистые дайковые образования диоритового ряда. В качестве признака разделения использовали цветовые характеристики белого и окрашенного продуктами окисления золотосодержащего кварца. В результате сепарации руды машинных классов крупности -40+5 мм с содержанием золота 19,72 г/т, получен концентрат, содержащий 105 г/т золота при его извлечении 96,69%. В хвосты с содержанием золота 0,8

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

г/т выделено почти 82% материала.).

Золото-кварцевая малосульфидная руда № 3. Золото присутствует в кварце в виде мелких сростков размером от 1мкм до 72мкм. Вмещающие породы представлены андезитовыми туфами, базальтами, андезито-базальтами. Как и в предыдущем случае, настройку программы сепарации осуществляли на выделение всех кусков руды, содержащих включения кварца. На сепарацию поступала руда крупностью -40+10 мм, коэффициент обогащения которой составил 1,75. В отвальные хвосты с содержанием золота 0,35 г/т выделено более 43% материала (рис 4).

Золото-медная сульфидная руда № 4 с низким содержанием металлов - 0,382 г/т золота и 0,204% меди. Основная часть золота ассоциирована с халькопиритом. Вмещающие породы кварц-биотит-хлоритовые сланцы, metabазальты, метагаббро. В результате фотометрической сепарации более 29% материала выделено в хвосты с отвальным содержанием меди - 0,082% и золота - 0,062 г/т. Потери золота с хвостами ФМС составили 3,71 %, меди - 9,5% (рис 3).. Из обогащённого продукта ФМС при последующей флотации получен кондиционный по меди и золоту сульфидный концентрат. Содержание полезных компонентов в хвостах флотации и фотометрической сепарации было практически одинаковым.

Золотосульфидная тонко вкрапленная руда № 5. Золото находится в тесной ассоциации с тонко вкрапленным во вмещающие породы пиритом. В связи с рассеянием пирита по всей массе руды в процесс сепарации не удалось выделить хвосты с отвальным содержанием золота и получить обогащенный концентрат. Извлечение золота в концентрат составило 34,65 % .

Полученные данные свидетельствуют о высокой эффективности применения метода полихромной фотометрической сепарации для крупнокускового обогащения золотосодержащих руд различных типов.

Показано, что минеральный состав руд и характер присутствия в них полезных компонентов в значительной степени определяют показатели сепарации.

Наиболее высокие показатели достигаются для жильных золотокварцевых руд и руд, в которых золото концентрируется в относительно крупных гнёздах и прожилках пирита. Использование фотометрической сепарации для предварительного обогащения тонко вкрапленных руд малоэффективно.

Бактериальное выщелачивание. Вовлечение в переработку упорных руд и техногенного сырья связано с разработкой технологии бактериального выщелачивания. Достижения в этом направлении основаны на использовании ассоциаций микроорганизмов, состоящих из мезофильных и умеренно-термофильных бактерий

Показано, что применение ассоциации, включающей умеренно-термофильные бактерии, такие как *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Sulfobacillus*, *Leptospirillum* позволяет повысить окисление сульфидов (арсенопирита, пирита) и особенно наиболее упорного пирита, а также сократить продолжительность бактериального выщелачивания сульфидов и, в конечном счете, увеличить извлечение золота и цветных металлов из выщелачиваемого материала.

Биоокисление упорных золото-сульфидных концентратов. Технология бактериального окисления сульфидов с помощью выше приведенной ассоциации разработана ЦНИГРИ применительно к упорным золото-сульфидным концентратам пирит-арсенопиритового типа с общим содержанием сульфидов 20 - 70%

Пирит, как правило, преобладает над арсенопиритом, их соотношение колеблется от 1:1 до 4:1. Арсенопирит, как более электрохимически отрицательный минерал, окисляется быстрее пирита. К 40-60 часам выщелачивания арсенопирит обычно окисляется на 80-90%, пирит всего лишь на 20-30%. Общая продолжительность процесса определяется временем окисления пирита. В мезофильных условиях биоокисления концентратов указанного состава процесс длится обычно 120 часов, в умеренно-термофильных условиях - сокращается до 70-90 часов, а также повышается извлечение золота.

Объект настоящих исследований отличается от всех ранее изученных упорных золотосульфидных концентратов чрезвычайно высоким содержанием сульфидов 80-90%, в том числе 60-80% пирита, остальное - арсенопирит. Соотношение пирит к арсенопириту в двух изученных пробах концентратов составляло 7:1 и 3:1 (проба 1 и 2 соответственно).

По данным фазового анализа 68,2 и 69,9% золота в пробах 1 и 2 находится в тонко вкрапленном состоянии в сульфидах. Количество золота, извлекаемого цианированием, составляет 25,6 и 24,6% соответственно, что указывает на упорный характер концентратов.

Высокое содержание сульфидов обусловило необходимость проведения предварительной адаптации микроорганизмов к вещественному составу исследуемых концентратов.

Изучение процесса чанового бактериального выщелачивания концентратов с применением ассоциации, включающей умеренно-термофильные бактерии, показало, что окисление сульфидов из концентрата с высоким содержанием пирита (соотношение пирит:арсенопирит=7:1) протекает значительно медленнее, чем концентрата с соотношением 3:1, несмотря на то, что в последнем концентрате содержится вдвое больше арсенопирита (20%). Определяющим фактором упорности исследуемых золотосульфидных концентратов является содержание пирита, а не содержание арсенопирита. Концентрат с соотношением пирит : арсенопирит = 7 : 1 является более упорным, чем концентрат с соотношением сульфидов 3 : 1.

Количество бактерий и потребление кислорода в процессе биоокисления находится на высоком уровне и составляет соответственно порядка $2 \cdot 10^9$ кл/мл и 1,2-2,0 мкл/мл в минуту. Арсенопирит окисляется в первую очередь, поэтому бактерии лучше растут на концентрате пробы 2, в которой содержится почти вдвое больше арсенопирита (20,5%) по сравнению с пробой 1 (11,4%).

Максимальное количество клеток $2,8 \cdot 10^9$ кл/мл достигается за 60 часов биоокисления концентрата пробы 2, тогда как тот же показатель для пробы 1 составляет $2,4 \cdot 10^9$ кл/мл за 96 часов.

С применением ассоциации мезофильных и умеренно-термофильных бактерий достигнута высокая степень окисления арсенопирита 98,2% за 120 часов из концентрата с соотношением пирит : арсенопирит = 3 : 1 и несколько ниже - 94,8% за 144 часа для концентрата с соотношением 7:1. Степень окисления пирита соответственно составила 63,6 и 55,5%.

В результате цианирования с предварительной аэрацией остатков биоокисления извлечено 96,7 и 86,1% золота из концентратов с соотношением пирит : арсенопирит = 3 : 1 и 7 : 1 соответственно.

Бактериальное выщелачивание техногенных золото-пиритных хвостов флота-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ции полиметаллических руд УГМК проводили на пробе с содержанием золота 1,2-1,4 г/т, серебра 20-22 г/т, меди - 0,66%, цинка - 0,50%, и свинца - 0,11%, серы, 19,75%. Содержание вредных примесей мышьяка и сурьмы низкое и составляет 0,073% и менее 0,01%, соответственно.

По данным гранулометрического анализа крупность хвостов обогащения составляет 48,5% кл. -0,074 мм. Золото распределено неравномерно: классы крупностью менее -0,1 мм обогащены золотом (82,4%).

Фазовым анализом установлено, что в пиритных хвостах содержится 5,8% свободного золота, 33,0% - открытых сростках (цианируемого), значительное количество золота заключено в сульфидах - 39,4%, доля золота покрытого кислоторастворимыми пленками составляет 12,2%, с породой связано - 5,6%.

Применение цианирования для исходных хвостов является малоэффективным. Извлечение золота из хвостов исходной крупности составляет 34%, из доизмельченных до крупности 90% кл. -0,074 - 42,7%.

Для вскрытия упорного золота, заключенного в сульфидах и кислоторастворимых формах применяли процесс чанового бактериального окисления с помощью вышеупомянутой ассоциации микроорганизмов, ранее используемой для вскрытия золота из упорных золото-сульфидных концентратов. Проводилась предварительная адаптация бактерий к составу золото-пиритных хвостов.

В процессе биоокисления хвостов в течение 120 часов при плотности пульпы 17,6% степень окисления пирита составила более 90%. При этом медь выщелачивается на 50-55%, цинк на 90-92%, концентрация меди и цинка в бактериальном растворе составила 0,7 и 1 г/л соответственно.

Переработка твердых остатков биоокисления осуществлялась цианированием. Извлечение золота из пиритных хвостов по схеме: биоокисление-цианирование составляет 82,3%.

Выщелачивание меди и цинка из техногенных шлаков с помощью серноокислого Fe^{3+} , полученного при бактериальном окислении Fe^{2+} .

Объектом исследований являлись хвосты флотации конверторных шлаков предприятия ОАО «Святогор», которые содержат, %: 0,67 Си, 4,99 Zn, 1,16 S, 0,082 г/т Аи. По данным гранулометрического анализа материал представлен на 87,7% классом крупностью -0,071 мм. Медь и цинк довольно равномерно распределены по классам крупности, причем основная часть меди (86,4%) и цинка (88,2%) сосредоточена в классах -0,044 мм, что свидетельствует о тонкой вкрапленности цветных металлов в данном продукте.

Сравнительные испытания по выщелачиванию металлов из шлаков с помощью раствора серноокислого Fe^{3+} , полученного растворением химического реагента, и раствора серноокислого Fe^{3+} , полученного при окислении серноокислого Fe^{2+} в Fe^{3+} с помощью бактерий, показали преимущества последнего.

Извлечение меди из шлаков составляет порядка 75%, цинка - 40%. Медь осаждали в форме сульфида из растворов выщелачивания, содержащих около 1г/л меди. Извлечение меди в полученный медный концентрат составляет 98%.

**РАЦИОНАЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ
КОЛЧЕДАНЫХ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ***

В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина

e-mail: woda@mail.ru, Россия, г. Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

Технологические схемы флотации сульфидных минералов наряду с оптимальным сочетанием собирателей определяют прогнозируемые показатели обогащения. Собиратели должны обладать высокой собирательной способностью к флотируемым минералам и быть селективными по отношению к депрессируемым пириту, мельниковиту, мартиту, пирротину.

Для флотации сульфидных и благородных руд цветных металлов на практике широко применяют сульфгидрильные собиратели: ксантогенаты, дитиофосфаты, тионокарбаматы. Наибольшее использование для сульфидных минералов получили ксантогенаты, но они обладают высокими собирательными свойствами ко всем сульфидным минералам, в том числе к сульфидам железа. Корродированные, коллоидные, метакolloидные, скрытокристаллические модификации пирита активно флотируются ксантогенатами во всех циклах флотации вместе с другими сульфидными минералами, несмотря на применение жестких подавителей флотации сульфидов железа – извести, сернистого натрия, цианидов и др. Если в руде присутствуют вторичные и окисленные минералы меди, свинца, первичные и вторичные шламы, при окислении которых в жидкую фазу пульпы переходят катионы меди, активирующие сфалерит, проблема депрессии пирита и сфалерита еще более осложняется. В этом случае выбор оптимальной схемы и селективных собирателей для разделения сульфидных минералов, определение места и условий дозирования собирателей в операциях флотации являются наиболее актуальными в связи с ухудшением качества минерального сырья.

Применение сочетания собирателей при флотации различных видов минерального сырья известно с середины прошлого века. Сочетание «сильного» и «слабого» собирателей исследовали И.Н. Плаксин, И.А. Каковский и их ученики. В последние годы активно этой проблемой занимаются многие ученые и исследователи: академик РАН В.А. Чантурия, А.А. Абрамов, М.М. Сорокин, В.Н. Рябой, П.М. Соложенкин, А.В. Курков, М.Н. Херсонский, Т.Н. Матвеева, Т.В. Недосекина и многие другие.

При использовании во флотации композиций собирателей механизм их взаимодействия с поверхностью минералов определяется активностью каждого компонента собирателя, особенностями поверхности минералов. Технологические результаты флотации зависят от соотношения компонентов и от последовательности их дозирования.

П.М. Соложенкин отмечает, что при совместном применении смеси сульфгидрильных собирателей в результате их окисления образуются разнолигандные дисульфиды.

Различная степень окисляемости собирателей изменяет действие сульфгид-

* Исследования выполнены при поддержке гранта Российского фонда фундаментальных исследований (РФФИ)

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

рильных собирателей. В наших работах это подтверждается установленным рядом окисления сульфгидрильных собирателей: дитиокарбамат > ксантогенат > дитиофосфат. Такому же ряду соответствуют термодинамические константы равновесия реакции образования малорастворимых соединений с катионами тяжелых металлов ионогенных сульфгидрильных собирателей с одинаковой длиной углеводородного радикала. При флотации пиритных руд цветных металлов пониженная окисляемость собирателей, уменьшает долю дисульфидов в поверхностном слое пирита, что способствует снижению его флотоактивности.

В НИТУ «МИСиС» исследованы модифицированные дитиофосфаты, тионокарбаматы, синтезированные в Институте «Гинцветмет», ОАО «Бератон» и на других предприятиях, которые фактически являются смесью дитиофосфатов, тионокарбаматов, дисульфидов и ряда других компонентов. С использованием различных методов физико-химических исследований на мономинеральных образцах халькопирита, галенита, сфалерита, пирита и на золотой пластине показано, что выбранные собиратели в меньшей степени закрепляются на пирите, чем на других минералах, проявляя высокие собирательные свойства для халькопирита, сфалерита, золота и слабые по отношению к пириту. Наибольшая эффективность отмечена у собирателя «Берафлот 3035» при оптимальном соотношении с ксантогенатом. При использовании сочетания собирателей изменяется скорость образования сорбционного слоя, его плотность и кинетика флотации.

Эффективность действия сочетаний собирателей в значительной степени определяется выбором схемы флотации и последовательности порционного дозирования каждого из собирателей по операциям флотационного процесса, которая определяется в соответствии с назначением каждой операции и селективной флотированностью разновидностей минералов.

На рисунках 1-2 представлены некоторые принципиальные схемы селективной флотации разновидностей пирита и сфалерита, позволяющие флотировать различные модификации минералов в соответствующих операциях флотационного процесса.

В наших работах отмечалось, что разновидности пирита, сфалерита (также как и сульфиды меди) необходимо выделять постадийно, когда минерал уже частично раскрыт и прошел технологическую подготовку перед селективной флотацией. Разновидности минералов месторождений Уральского региона различаются физико-химическими свойствами.

Основными принципиальными отличиями модификаций пиритов являются неравномерная крупность зерен минерала от крупнозернистых агрегатов до скрытокристаллических тонкодисперсных и коллоидных структур и примесным составом сопутствующих ценных компонентов. Для изученных разновидностей пиритов ряда месторождений разработаны и реализуются схемы флотации с учетом технологических особенностей пиритов.

На рисунке 1 приведена принципиальная схема флотации смешанной сульфидно-вкрапленной медно-цинковой руды с трехстадийной депрессией и выводом пиритного продукта из технологической схемы. Каждая операция вывода пирита соответствует физико-химической характеристике его разновидности и учитывает его технологические особенности. Не выведенный пирит накапливается в промпро-

дуктах флотации, создавая значительные циркуляционные нагрузки, сокращая продолжительность флотации, создавая плотную минерализованную пиритом пену, увеличивая расход флотореагентов, снижая извлечение металлов и качество концентратов.

Вывод значительной части пирита из оборота снижает технологическую нагрузку на флотомшины, способствует стабильности флотационного процесса, позволяет удалить с жидкой фазой пиритной пульпы значительную часть растворимых солей меди, цинка, железа, влияющих на ионно-молекулярный состав и селективную флотацию. Кроме того, вывод значительной части пирита снижает количество продуктов его окисления, отрицательно влияющих на флотиремость минералов. Продукты окисления пирита и железа измельчающей среды (Fe^0 , Fe^{2+} , Fe^{3+}) образуют тонкодисперсные осадки, в т.ч. осадки гидроксидов, снижающих гидрофобность поверхности флотируемых минералов.

Размыкание циклов флотации и подбор оптимальных композиций селективных собирателей являются наиболее важными факторами в разработке технологии флотации.

В сульфидных рудах месторождению Уральского региона разновидности сфалерита представлены несколькими формами. Основные из них – активированная и неактивированная, различающиеся примесным составом, крупностью, окисляемостью.

В колчеданных рудах преобладает железистая разновидность – марматит, в которых общее содержание железа может составлять 20% (абс.), в том числе изоморфного – до 5% (абс.); остальное железо находится в виде пирита, тесно ассоциированного со сфалеритом.

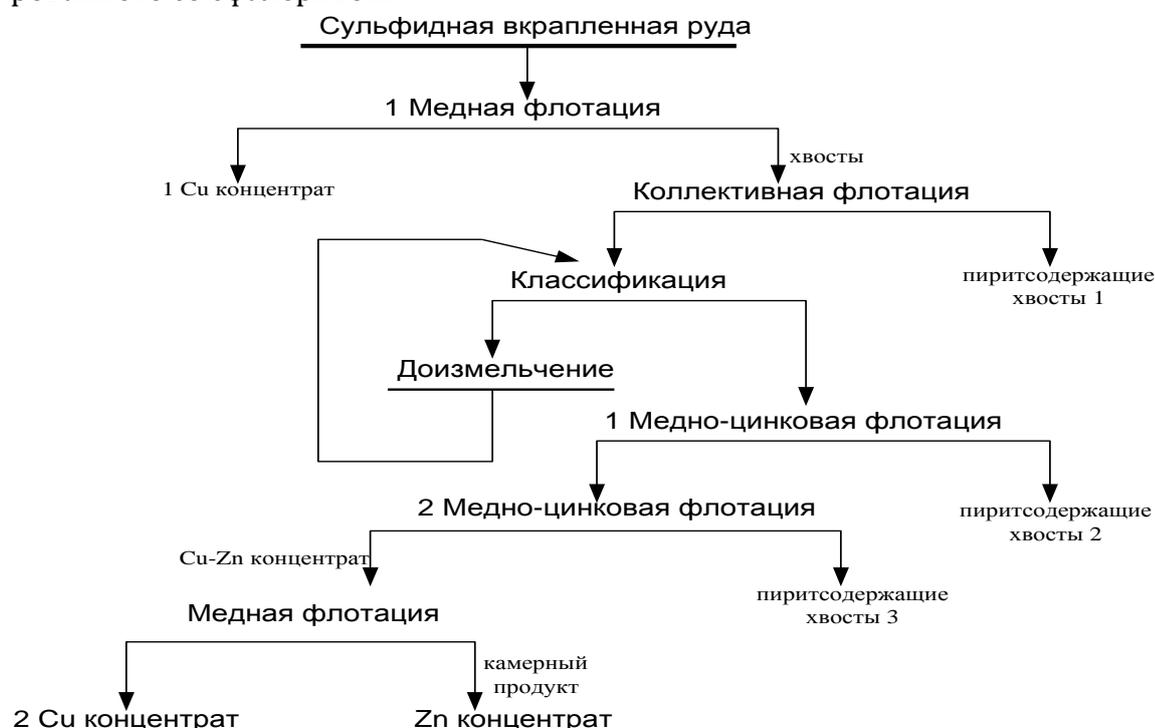


Рисунок 1 – Принципиальная схема флотации со стадийным выводом пирита

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»



Рисунок 2 - Принципиальная схема селективной флотации разновидностей сфалерита

Высокое содержание железа влияет на качество цинкового концентрата, что вызывает необходимость его глубокой доводки с жесткой депрессией сфалерита при флотации пирита и остатка сульфидов меди.

В колчеданных и вкрапленных рудах сфалерит присутствует в виде активированной и неактивированной разновидностей, для которых разработаны схема и режим выделения разных генераций сфалерита.

Для активированной разновидности сфалерита в цикле селекции требуется глубокая и жесткая депрессия с высокой остаточной концентрацией сернистого натрия для десорбции собирателя (600 мг/л) и в цикле флотации (80-120 мг/л). Для неактивированной разновидности, наоборот необходимо активация сфалерита в коллективной и цинковой флотации. На рисунке 2 в качестве примера показана схема выделения разновидностей сфалерита из колчеданных руд.

Во вкрапленных рудах присутствуют практически все минеральные модификации сфалерита – марматит, клеофан, вюрцит; активированной и неактивированной разновидностей. Флотируемость сфалерита из вкрапленных руд достаточно высокая, специальной доводки цинковых концентратов не требуется, так как возможно получение высококачественных цинковых концентратов при пересортных операциях.

Таким образом, введение в схему операций поцикловому выводу из технологического процесса модификаций пирита (в 2-3 приема) и разновидностей сфалерита

(в 2 приема и более), подбор оптимальных композиций собирателей, их соотношений и условий подачи в процесс в циклах флотации позволили значительно повысить извлечение металлов и качество концентратов.

Выводы

1 Поцикловой вывод модификаций пирита и сфалерита позволяет: уменьшать циркуляционные нагрузки промпродуктов во флотации, увеличить продолжительность флотации, вывести значительную часть растворимых солей с жидкой фазой пиритной пульпы, стабилизировать процесс флотации и повысить показатели разделения минералов сульфидных руд.

2 Использование сочетаний собирателей изменяет структуру адсорбционных слоев собирателей на поверхности минералов и соотношение форм сорбции, что приводит к повышению контрастности поверхностных свойств разделяемых минералов и соответственно селективности флотации.

СОВРЕМЕННАЯ ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ОПРОБОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В.З. Козин

e-mail: gmf.dek@ursmu.ru, Россия, г. Екатеринбург

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский государственный горный университет»

Опробование минерального сырья – широко распространенная технологическая процедура, используемая на любом горно-обогатительном предприятии с целью получения информации о качестве руды, концентратов, промпродуктов и хвостов. Развиваемые в течение многих лет вопросы теории и создаваемая новая техника позволили к настоящему времени создать стройную теорию опробования и принимать на ее основе современные решения. К настоящему времени:

- ✓ сформулированы принципы опробования, позволяющие исключать систематические погрешности;
- ✓ получены формулы расчета случайных погрешностей результата опробования;
- ✓ введены базовые понятия – покусковое опробование и дисперсия покускового опробования;
- ✓ получены фундаментальные закономерности изменения минимальной массы от массы точечной пробы и от крупности;
- ✓ предложено новое теоретически оптимальное решение – способ и устройство отбора и подготовки проб с получением патента;
- ✓ установлены роль, место и особенности использования аппаратурных способов опробования без отбора точечных проб;
- ✓ на основе асимметричных распределений массовой доли в точечных пробах введены две принципиально новые погрешности: вероятная систематическая и методическая;
- ✓ установлены особенности анализа минерального сырья, связанные с ограни-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- ченной массой навески и асимметрией распределений;
- ✓ разработаны методические вопросы расчета технологического и товарного балансов.

Принципы правильного опробования

I принцип опробования – равнопредставительность кусков опробуемого массива в точечной пробе. Этот принцип следует соблюдать при любом отборе кусков, как связанном с самим отбором проб, так и с сокращением пробы при ее подготовке и с отбором навески для анализа.

Первый принцип опробования выполняется выбором пробоотбирающего инструмента с определенными размерами принимающей куски щели b .

Дополнения к первому принципу:

Иа. Не терять отобранный в точечную пробу материал.

Иб. Не добавлять в пробу посторонний материал.

II принцип опробования – равнопредставительность элементов опробуемого массива в объединенной пробе.

Дополнения ко второму принципу:

IIа. Не сгущать точечные пробы.

IIб. Не выходить за пределы опробуемого массива.

Выполнение принципов на всех стадиях работы с пробой позволяет обеспечить требование равенства нулю систематической погрешности.

Полная формула случайной погрешности результата опробования включает в себя погрешности отбора пробы, ее подготовки и анализа навесок.

$$S_{\alpha}^2 = S_{от}^2 + S_{под}^2 + S_{ан}^2; \quad (1)$$

$$S_{от}^2 = S_T^2 / N_T; \quad (2)$$

$$S_{под}^2 = K_{под} \cdot \sum_{j=1}^k \left[2f \cdot S_{\kappa_j}^2 \cdot \rho \cdot (\bar{d}_j)^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{j\text{ кон}}} - \frac{1}{q_{j\text{ нач}}} \right) \right]; \quad (3)$$

$$S_{ан}^2 = \frac{1}{n_{нав}} \left[2f \cdot S_{\kappa_{нав}}^2 \cdot \rho \cdot (\bar{d}_{нав})^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{нав}} - \frac{1}{q_{пак}} \right) + \frac{1}{n_m} \cdot S_m^2 \right]. \quad (4)$$

где: S_T^2 – дисперсия точечных проб; N_T – число точечных проб; S_{κ}^2 – покусковая дисперсия; q – массы; ρ – плотность; \bar{d} – средняя крупность; $n_{нав}$ и n_m – число навесок и измерений; f – коэффициент формы; S_m – погрешность метода анализа.

Базовыми понятиями являются покусковое опробование и покусковая дисперсия S_{κ}^2 – фундаментальная характеристика опробуемого массива.

$$S_{\kappa}^2 = \frac{\rho_m}{\rho_n} \cdot \alpha \cdot (\beta_m - \alpha) \cdot \left(1 - \frac{\alpha}{\beta_m} + \frac{\alpha \cdot \rho_n}{\beta_m \cdot \rho_m} \right)^2; \quad (5)$$

где: α и β_m массовые доли определяемого компонента в руде и минерале.

Фундаментальные закономерности опробования приведены на рисунках 1 и 2.

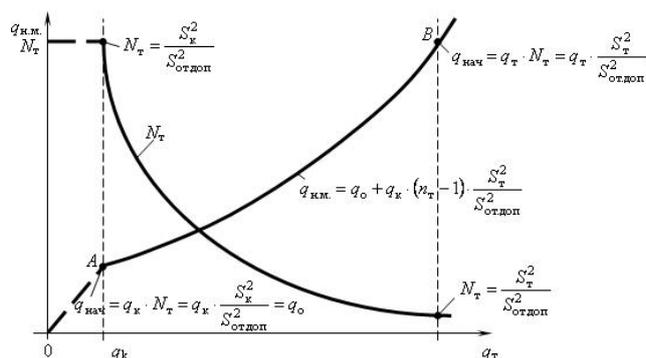


Рисунок 1 - Фундаментальные зависимости минимальной массы объединенной пробы $q_{н.м.}$ и числа точечных проб N_T от массы точечной пробы q_T

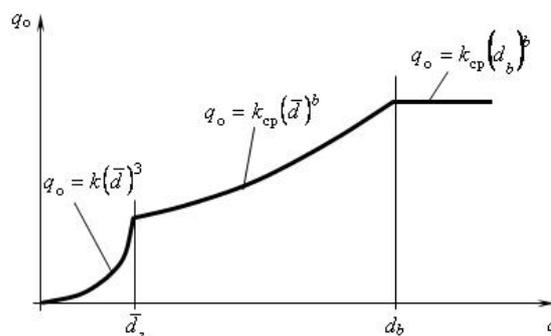


Рисунок 2 - Фундаментальная закономерность изменения минимальной массы от крупности кусков

Оптимальное решение как отбора, так и подготовки проб и отбора навесок для анализа состоит в отборе большого числа точечных проб на любом этапе работы с пробой. Для этого разработан ряд новых устройств с получением патента РФ № 2347205. Такие устройства разработаны для крупности материала до 100 мм, а также для пульп.

Создано устройство для отбора навесок от материала крупностью до 0,1 мм.

С целью повышения производительности труда при опробовании общая схема опробования принципиально меняется с использованием аналитической аппаратуры. Принципиальное изменение технологии возможно с разработкой технических средств анализа точечных проб непосредственно в опробуемом массиве без их изъятия. Однако использование новых технологий связано с особенностями:

- ✓ опробование неподвижных массивов выполняется горстевым способом, а опробование потоков – способом продольных сечений. Оба этих способа не удовлетворяют принципам опробования, т.е. не гарантируют нулевой систематической погрешности и потому непригодны при товарном опробовании;
- ✓ при опробовании потоков аппаратура подсчитывает среднеарифметический результат, в то время как необходим средневзвешенный; между ними нет равенства, а есть связь:

$$\alpha_{эсв} = \bar{\alpha} \cdot (1 + r_{Q/\alpha} \cdot V_Q \cdot V_\alpha), \quad (6)$$

где: $r_{Q/\alpha}$ – коэффициент корреляции между производительностью Q и массовой долей α ; V_Q и V_α – коэффициенты вариации. Распределения массовой доли в точечных пробах всегда асимметричны, поэтому при опробовании минерального сырья возникают две новые, малоизученные, специфические погрешности: вероятная систематическая и методическая.

Причина появления вероятной систематической погрешности – ограниченное число проб, при отлчии среднего от моды.

Причина появления методической погрешности – браковка результатов анализа при асимметричных распределениях, предусмотренная многими стандартами и, в частности, ГОСТ Р ИСО 5725-6-2002.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

На рисунке 3 показано, что отбрасываемые при браковке части распределений не равны, поэтому и появляется методическая погрешность $\Delta\alpha_{мет}$. Ее относительная величина может быть найдена по формулам (7-8).

$$\text{Если } P_+ \neq P_- \quad \Delta\alpha_{мет} = -P_+ \cdot (\bar{\alpha}_{max} - \bar{\alpha}) - P_- \cdot (\bar{\alpha}_{min} - \bar{\alpha}). \quad (7)$$

$$\text{Если } P_+ = P_- = P_{бр} \quad \Delta\alpha_{мет} = \alpha - \alpha_{ист} = -P_{бр} \cdot (\bar{\alpha}_{max} + \bar{\alpha}_{min} - 2\bar{\alpha}). \quad (8)$$

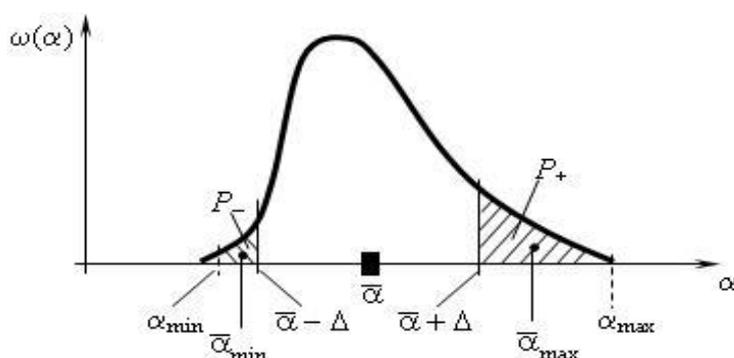


Рисунок 3 - Асимметричное распределение массовой доли компонента и отбрасываемые при браковке результаты анализа

Особенностями анализа минерального сырья является необходимость учета всех четырех видов погрешностей. Из них: случайная погрешность, связанная с отбором навески $\Delta\alpha_{нав} = t \cdot S_{нав}$.

Из нее вытекает допустимая погрешность анализа – $\Delta\alpha_{доп} \geq \Delta\alpha_{нав}$.

Это не учитывается. Так показано, что устанавливаемая стандартами допустимая погрешность всегда меньше случайной погрешности отбора навески. Это приводит к методической погрешности.

Формула допустимой относительной случайной невязки:

$$P_{\Delta}^2 = P_{K_{\alpha}}^2 + \varepsilon_{\beta}^2 P_{K_{\beta}}^2 + \varepsilon_{g}^2 P_{K_{g}}^2 + \varepsilon_{умп}^2 P_{K_{умп}}^2 + 2 \sum_i r_i^2 P_{K_i}^2.$$

Новая методическая погрешность невязки:

$$\Delta_{мет\ отн} = \left(\varepsilon_{\beta_m} \cdot \frac{\Delta\beta_{мет}}{\beta_m} - \varepsilon_g \cdot \frac{\Delta g_{мет}}{g} + \frac{\Delta\alpha_{мет}}{\alpha} \right) \cdot 100\%.$$

Современная теория опробования минерального сырья позволяет объяснить эффекты опробования, рассчитать и обеспечить допустимые погрешности, а практика опробования – предельно исключить ручной труд и снизить издержки на выполнение опробования.

Список использованных источников

1. Козин В. З. Контроль технологических процессов обогащения. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2010. 302 с.
2. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2011. 315 с.
3. Комлев А. С., Морозов Ю. П., Козин В. З. Сократитель электромеханический дисковый и способ сокращения и отбора проб с его использованием: патент РФ на изобретение № 2347205, выдан 20.02.2009 г.

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ РУДОПОДГОТОВКИ И
ВСКРЫТИЯ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ**

Г.И. Газалеева, Червяков С.А., В.В. Воробьев, А.В. Артамонов**, Е.В. Колодежная****

e-mail: g.gazaleeva@uralmash.ru, Россия, г. Екатеринбург

ООО «Уралмаш-Инжиниринг»

*e-mail: crushtech@telecom.by, Республика Беларусь, г. Минск

НАН Республики Беларусь, НПО «Центр»

**Россия, г. Магнитогорск, ЗАО «Урал-Омега»,

***e-mail: kakrus@mail.ru», Россия, г. Магнитогорск

ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет

В двадцать первом веке как никогда ранее усугубились тенденции снижения содержания полезных компонентов в исходном горном сырье. В связи с этим обогатительный передел на горных предприятиях приобрел отличную от традиционной структуру. В первую очередь этот процесс коснулся отделения рудоподготовки.

Если ранее процесс рудоподготовки включал только операции дробления, грохочения, измельчения и классификации, то в связи с ухудшением качества исходного сырья все чаще в структуре технологических схем стали появляться операции предварительного обогащения крупнокусковых продуктов с выведением хвостов в голову технологического процесса. Изменились также требования к крупности продуктов, поступающих в отделения измельчения и обогащения и степени дробления дробильных машин.

В последнее время для увеличения извлечения полезных компонентов из сложных труднообогатимых руд и техногенного сырья встала острая необходимость создания процессов и аппаратов тонкого измельчения с вскрытием дисперсных минеральных комплексов. С этой целью используются мельницы типа «Isamill» и «Vertimill», струйные, центробежные и бисерные мельницы. Конечная номинальная крупность продукта после дезинтеграции в этих аппаратах достигает 0,1 – 0,2 мкм.

Теоретические основы рудоподготовки разрабатывали соратники и ученики Игоря Николаевича Плаксина, в том числе такие ученые как В.А. Олевский, С.Е. Андреев, В.В. Зверевич, В.А. Перов, А.Н. Колмогоров, К.А. Разумов, П. Риттингер, Ф. Бонд, П.А. Ребиндер, А.К. Рундквист, В.И. Ревнивцев, И.И. Блехман, Л.Ф. Биленко.

В процессах дробления и измельчения энергия разрушения зависит от трех причин:

- ✓ свойств исходного материала - его прочности, крепости, наличия крупных и мелких трещин, абразивности;
- ✓ крупности исходных частиц до дробления и заданной крупности конечных частиц после дробления;
- ✓ способа разрушения частиц.

Представления о разрушении как о процессе, состоящем из образования и последующего роста трещины, появились вследствие того, что измеряемый предел прочности (10–1000 МПа) существенно отличается от теоретических значений, рассчитанных по силе межатомных связей и составляющий 10–100 ГПа. А. Гриффитс

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

предположил, что разница между теоретической и фактической прочностью пород является следствием наличия в них микротрещин, в которых происходит сильная концентрация внутренних напряжений. Напряжение, при котором происходит разрушение, действительно равно теоретической прочности, но возникает в некоторых малых точках еще тогда, когда среднее напряжение невелико.

Таким образом, энергетически оптимальное дробление возможно при выполнении по отдельности или вместе следующих условий:

- ✓ наличие объемного слоя материала;
- ✓ присутствие напряжений на сдвиг, изгиб, кручение и желательное растяжение;
- ✓ многократного воздействия на куски малых импульсов энергии.

В последнее время при дезинтеграции стали использовать принципиально новые виды разрушений, основанные на этих принципах. К ним можно отнести разрушение материала «в слое» и виброинерционное дробление.

Разрушение материала в конусных дробилках, работающих при переполнении камеры дробления («под завалом»), относится к процессу разрушения «в слое». Если традиционные способы разрушения частиц основаны на случайном одноосном приложении усилия к куску, то в новых способах предусмотрено многоосное действие нагрузок.

При разрушении материала «в слое» куски могут взаимодействовать друг с другом в трехмерном пространстве, где прочные куски разрушают дефектные, а вновь образованная мелочь заполняет пространство между ними и под действием внешнего усилия также участвует в процессе разрушения более крупных кусков.

Удельный расход энергии при дроблении «в слое» будет соответствовать следующему выражению:

$$E_0 = \frac{A_0}{Q_0} = K_0 \left(\frac{1}{w(D_k^{m-1})} - \frac{1}{w(D_0^{m-1})} \right), \quad (1)$$

где: $w(D_i^m)$ – соответствующие плотности распределения объёмов i -тых кусков заданной крупности D_i .

$$K_0 = K_m K_N; \quad (2)$$

где: K_m – соответствует индексу Бонда, K_N зависит от насыпной плотности исходных и дробленых частиц, а также частиц слоя.

На рисунке 1 дан фрагмент диаграммы Т.Р. Хукки для гранитов. Аналогичные исследования проведены для апатитов, железных и медных руд. Зависимости показывают необходимость дополнительных энергозатрат для дробления «в слое» в конусных дробилках по сравнению с традиционным.

В ООО «Уралмаш-Инжиниринг» разработаны специальные оптимизированные профили для различных камер дробления. На рисунке 3 изображены стандартный профиль камеры дробления и оптимально нагруженный для работы «в слое».

Рассмотренный процесс дробления реализован в конусных дробилках «Nordberg» типа GP, HP фирмы Metso Minerals и в традиционных конусных эксцентриковых дробилках при их работе «под завалом» (ОАО «Уралмашзавод») и дробилках Hydrascan компании Sandvik. Дробление «в слое» позволяет увеличить степень дробления материала по сравнению с традиционным в 1,5 - 2 раза и получать куски изометрической формы.

Измельчающие валки высокого давления (ИВВД), также используются для

разрушения материала «в слое». Для ИВВД характерно значительное разрушение материала и наличие большого числа микротрещин, по которым материал в дальнейшем дробится с минимальными усилиями.

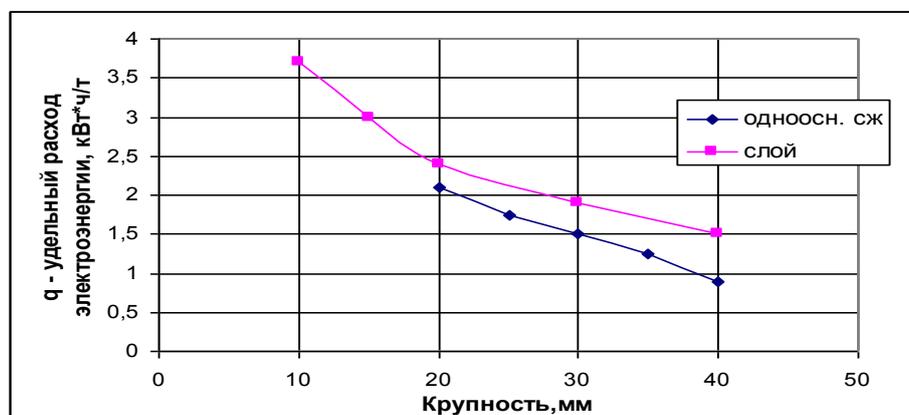


Рисунок 1 - Зависимость удельного расхода электроэнергии от крупности материала для традиционного способа разрушения и дробления «в слое» гранитов Среднего Урала

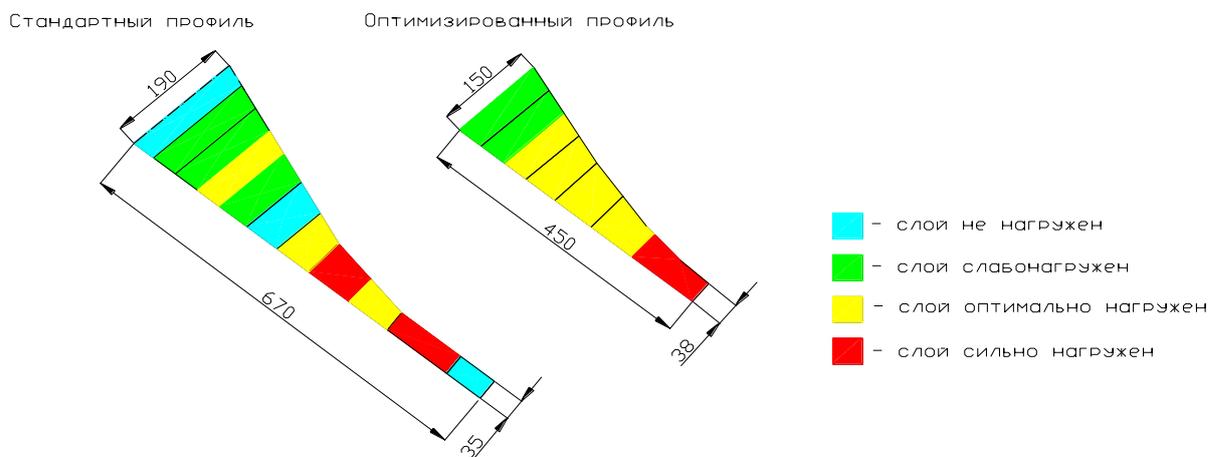


Рисунок 2 - Стандартные и оптимизированные профили камеры дробления конусной дробилки

На рисунке 3 представлены сравнительные микроснимки кварцитов после их дробления в щековой дробилке (см. рисунок 3а), и в ИВВД (см рисунок 3б). В последнем случае количество и структура микротрещин напрямую зависит от удельного давления валков, а следовательно, от расхода электроэнергии.

Виброинерционный метод разрушения руд и материалов заключается в образовании зародышевых трещин на поверхности раздела фаз. Результаты технологических исследований, проведенных на модели конусной инерционной дробилки КИД-300, иллюстрирующей виброинерционный метод разрушения, (НПК Механобр-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Техника), сведены в таблицу 1.



а) в щековой дробилке.
Масштаб 1:200



б) дробление в ИВВД.
Масштаб 1:400

Рисунок 4 - Кварцит после дробления

Таблица 1 - Результаты исследований дробления медной руды Джесказганского месторождения в дробилке КИД-300

S*, кг*м	Крупность продукта, мм						Произ- води- тельность, Q, т/ч	Потреб- ляемая мощ- ность, N , кВт	Степень дробле- ния			Удель- ная энерго- емкость, кВтч/т
	исходного			дробленого					i _н	i _{ср.взв}	i _{ср}	
	D _н	D _{ср.} взв	D _{ср}	d _н	d _{ср.} взв	d _{ср}						
0	19,5	11,7	8,8	2,1	0,81	0,29	0,851	4,5	9,3	14,4	30,3	0,18
0,14				1,7	0,75	0,27	0,828	4,5	11,5	15,6	32,6	0,17
0,28				1,6	0,73	0,27	0,864	4,6	12,2	16	32,6	0,17
0,39				1,5	0,69	0,26	0,864	4,9	13,0	16,9	33,8	0,17
0,5				1,6	0,71	0,28	0,984	5,4	12,2	16,5	31,4	0,18
0,58				1,5	0,7	0,28	0,984	5,5	13,0	16,7	31,4	0,18

* S - статический момент дебаланса на корпусе.

Наиболее перспективным оборудованием для селективной дезинтеграции являются ударные дробилки и мельницы.

Одной из самых оптимальных конструкций для ударного дробления являются центробежные дробилки ДЦ и измельчительные комплексы КИ производства ЗАО «Урал-Омега» и НПО «Центр» и др.

Силовое взаимодействие куска материала и рабочего органа дробилки ДЦ обусловлено торможением куска материала на инструменте, при этом в куске возникают различные по величине силы инерции, приложенные в центрах зерен и направленные к поверхности камеры дробления.

Схема нагружения с учетом распределенного характера сил инерции представлена на рисунке 5.

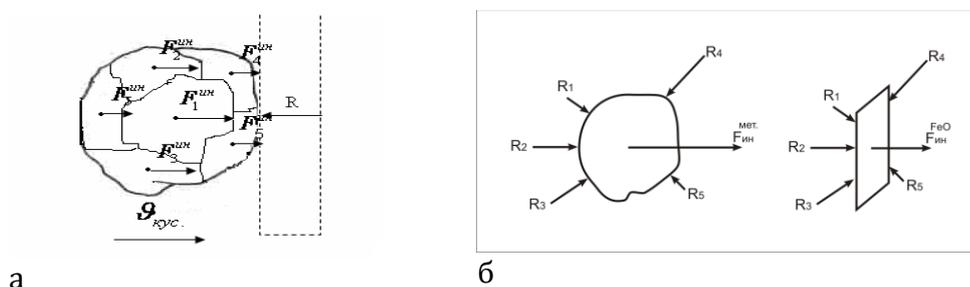


Рисунок 5 - Схема нагружения куска шлака (а) и зерен различной формы (б) в камере центробежно-ударной дробилки

Улучшение качества концентратов происходит в 1,25-1,66 раза.

В лаборатории ЗАО «Урал-Омега» получены результаты дробления и измельчения большого количества разнообразных шлаков.

На рисунке 6 представлена диаграмма изменения содержания полезного компонента в различных видах шлаков при использовании ударного центробежного дробления. Улучшение качества концентратов происходит в 1,25-1,66 раза.

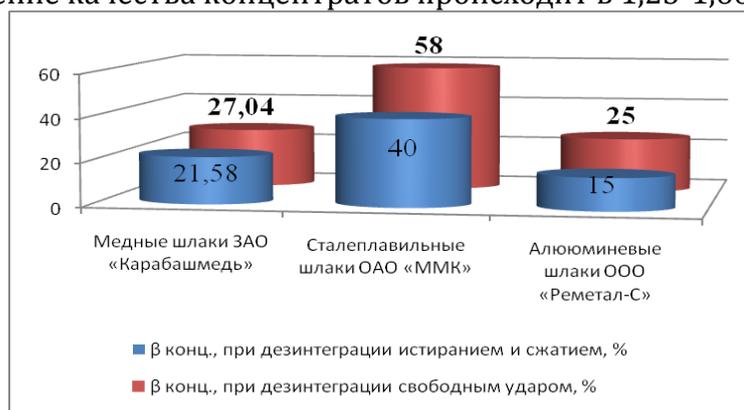
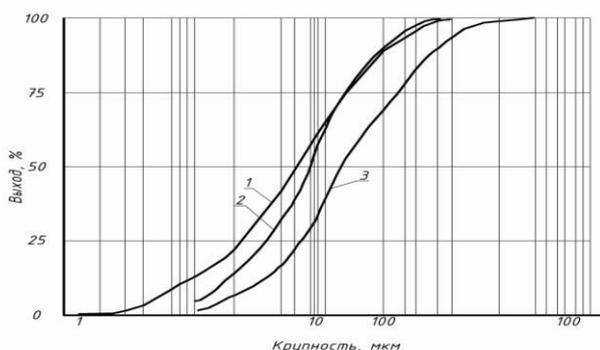


Рисунок 6 - Результаты внедрения аппаратов центробежно-ударного дробления при переработке различных шлаков



1 – исходный продукт - хвосты золотоизвлекающей фабрики;
2- питание - медные хвосты; 3 – продукт переработки медных хвостов на опытной мельнице IsaMill

Рисунок 8 – Гранулометрическая характеристика при измельчении продукта в мельнице IsaMill

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В последнее время появились аппараты, которые могут измельчать тонкодисперсные минеральные комплексы до крупности 0,1–0,2 мкм с тем, чтобы в последующем извлекать ранее неизвлекаемые частицы, например методом цианирования и гидрометаллургии. К таким аппаратам в первую очередь относятся мельницы IsaMill и Vertimill и центробежные КИ. IsaMill при крупности среды 1 мм имеет на кубометр в 730 раз больше среды, чем вертикальная мельница, загруженная шарами 12 мм, что и объясняет ее высокую эффективность.

Гранулометрические характеристики питания и продуктов при тонком измельчении представлены на рисунке 8.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ НЕМЕТАЛЛОВ С ЦЕЛЮ СОЗДАНИЯ ГЕОНАНОМАТЕРИАЛОВ ДЛЯ БАЗОВЫХ КОМПЛЕКСОВ ЭКОНОМИКИ

Т.З. Лыгина, А.Е. Аксенов, К.Г. Николаев

e-mail: lygina@geolnerud.net, Россия, г. Казань

Федеральное государственное унитарное предприятие «Центральный научно-исследовательский институт геологии нерудных полезных ископаемых» (ФГУП ЦНИИГеолнеруд)

Минерально-сырьевые ресурсы, в том числе нерудные полезные ископаемые, составляют основу экономической и социально-политической безопасности России. За последние годы наметилась положительная тенденция сбалансированного использования природного минерально-сырьевого потенциала, что нашло отражение в решениях Правительства Российской Федерации («Долгосрочная государственная программа изучения недр и воспроизводства МСБ России на основе баланса потребления и воспроизводства минерального сырья (2005-2010 г и до 2020 г)»).

Сфера использования неметаллических полезных ископаемых все больше расширяется.

В таблице 1 продемонстрированы основные базовые комплексы экономики, где используются неметаллические полезные ископаемые. Для их переработки используются различные технологические приемы, которые условно можно разделить на три группы: обогатительные, активационные, термические (рисунок 1). Однако, с учетом того обстоятельства, что в последнее время технологи вынуждены работать с минеральным сырьем низкого качества, то круг используемых технологических приемов существенно расширяется.

Использование нестандартных приемов и их сочетание с традиционными технологиями позволяет изменить физико-механические, а в ряде случаев и химические характеристики исходных компонентов и получить в итоге кондиционные сырьевые компоненты.

Таким образом, основной задачей технологов является разработка перспективных технологий переработки, позволяющих вовлекать в производство низкокачественные и нетрадиционные виды сырья.

На основе нерудного сырья, модифицированного с применением современных

технологий возможно получение продуктов многоцелевого назначения с улучшенными эксплуатационными свойствами или даже принципиально новых. Общеизвестен тот факт, что реакционная способность минералов, соответственно, их полезные свойства во многом зависят от степени совершенства кристаллической структуры. В этом плане, весьма перспективным направлением является активационное воздействие на природное сырье. С этой целью, используются эффективные аппараты оригинальной конструкции, разработанные как российскими предприятиями, так и зарубежными компаниями.

Таблица 1 - Обеспечение базовых комплексов национальной экономики неметаллами

Базовый экономический комплекс	Основные виды НПИ	Основные области применения
Агропромышленный	Апатиты, фосфориты, калийные соли	Производство минеральных удобрений
Металлургический, машиностроительный	Магнезит, брусит, графит, бентонит, плавиковый шпат, бокситы, циркон, каолин, кварциты, глины огнеупорные	Производство огнеупоров, электроизоляционных и электротехнических изделий, тиглей, литейных форм, спецкрасок, коллекторов, формовочных смесей, флюсов и др.
Топливо-энергетический	Барит, бентонит, каолин	Приготовление буровых растворов, пропантов и утяжелителей для буровых растворов
Химико-лесной	Каолин, тальк, барит, волластонит, бентонит, графит, плавиковый шпат, бор, хлористый натрий	Производство керамики, стекловолокна, бумаги, резино-технических и электротехнических изделий, пластмасс; лакокрасочная, пищевая промышленность, парфюмерия; смазочные материалы, антифрикционные изделия и др.
Минерально-строительный	Асбест, тальк, глины, диатомиты, опоки, ЦСП, магнезит, доломиты, известняки, пески стекольные, гипс, вермикуллит	Строительные и конструкционные материалы, в т.ч. волластонитовая и кордиеритовая керамика, жидкое стекло, абразивы и др.
Экология	Природные сорбенты (цеолит, опока, бентонит, глауконит, шунгит)	Очистка природных и промышленных вод, нефти и нефтепродуктов, газов
Комплекс высоких технологий	Особо чистый кварц, мусковит, асбест, пьезооптическое сырье, графит, шунгит	Радиоэлектроника, атомная и оборонная промышленность, светотехника, солнечная энергетика

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»



Рисунок 1 - Перспективные технологии комплексной переработки

Кроме того, одной из важнейших стадий любого технологического процесса является подготовка сырьевых компонентов. Именно на этой стадии сырье приобретает свойства, необходимые для получения продукции с требуемыми характеристиками.

Операции дробления, помола, классификации могут проводиться разными способами, оказывающими эффект как на макроуровне, так и на уровне кристаллических решеток и молекул компонентов сырьевой смеси.

В результате можно не только получить измельченный материал, но и повысить его реакционную способность за счет увеличения фрактальности, энергонапряженности и т.д. Кроме механической обработки возможно использование химической, механохимической и ультразвуковой активации.



Рисунок 2 - Влияние способов обработки керамического сырья на характеристики продукции

В качестве примера на рисунке 2 и в таблице 2 проиллюстрированы результаты обработки разными способами двух сырьевых глинистых разновидностей (3а, 3б).

Таблица 2 - Влияние обработки глинистого сырья в электромассклассификаторе на физико-механические характеристики образцов

Разновидность глины	Вид сырья	Формовочная влажность, %	Усадка общая, %	Пористость, %	Плотность, г/см ³	Водопоглощение, %	Прочность при сжатии, МПа
Зб (МК=30-40%, некондиционное без добавок отощит. (30-40%))	Обраб.	24,6	14,8	14,5	2,04	7,1	50,8
	Исход.	21,8	8,9	23,8	1,97	12,1	28,9
За (МК=24-29%, некондиционное без добавок отощит. (20-40%))	Обраб.	22,7	11,7	19,5	2,06	9,4	40,2
	Исход.	19,9	10,0	20,9	2,01	10,4	39,8

В результате проведенных технологических приемов улучшается спекаемость, реакционная способность исходных материалов. Таким образом, появляется возможность расширения сырьевой базы за счет некондиционного сырья.

НОВЫЕ ПОДХОДЫ ВЫБОРА ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ РУД СЛОЖНОГО СОСТАВА

А.В. Курков, И.В. Пастухова

e-mail: kurkovav@gmail.com, Россия, г. Москва,

ОАО «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии»
(Госкорпорация Росатом)

В связи с расширением областей применения флюорита, а также цветных, редких и драгоценных металлов предъявляются все более жесткие требования к их чистоте. Это осложняется тем, что в переработку поступает сырье с низким содержанием ценных компонентов (часто менее 1 г / т руды), а существующие способы переработки во многих случаях не обеспечивают требуемой чистоты конечного продукта.

Задачей настоящей работы является изыскание новых флотореагентов для обогащения комплексных руд сложного состава и разработка технологий флотации с их участием.

При разработке новых флотореагентов использовались различные подходы:

Теоретические. Методологической основой для выбора реагентов служит кон-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

цепция целенаправленного подбора структуры основного собирателя в направлении увеличения разности в прочности его закрепления на извлекаемых и депрессируемых минералах путем изменения отдельных энергетических вкладов в общую энергию взаимодействия для достижения наибольшего соответствия электронной структуры солидофильной группы реагента и электронной структуры активного центра извлекаемого минерала.

Использован также простой и эффективный путь повышения флотационной активности оксигидрильных собирателей - применение их в сочетании с дифильными органическими реагентами, имеющими в составе молекулы длинный радикал и группировки с повышенной электронной плотностью - реагентами вторичного действия (РВД).

К изучению структуры и механизма действия флотореагентов привлечены современные методы исследования, в частности, метод компьютерного моделирования.

Практические:

- ✓ флотореагенты должны быть промышленно доступными, относительно дешевыми, нетоксичными; иметь удобные для работы потребительские свойства; должны выпускаться согласно ГОСТ или ТУ отечественными предприятиями в значительных объемах и пройти токсикологические испытания;
- ✓ реагенты для флотации сульфидных и несulfидных руд (собиратели и вспениватели) используются как в виде индивидуальных соединений, так и в виде их сочетаний;
- ✓ экономически выгодно использование отходов крупнотоннажного производства;
- ✓ применение для флотации отечественных промышленных продуктов другого назначения;
- ✓ поиск альтернативы реагентам, выпуск которых прекращен;
- ✓ изыскание реагентных систем, позволяющих снизить токсичность процесса;
- ✓ синтез новых флотореагентов на основе неостребованного сырья;
- ✓ повышение комплексности использования сырья;
- ✓ использование новых реагентных режимов должно осуществляться без изменения технологических схем обогатительных фабрик на установленном оборудовании без дополнительных капитальных затрат.

В результате проведенных исследований разработаны новые эффективные флотационные системы для интенсификации процессов обогащения флюорита, редких металлов и олова, благородных и цветных металлов:

1. Дешевый многотоннажный продукт отечественной нефтехимии – Неонол АФ 9-6 рекомендован в качестве добавки (РВД) к жирнокислотному собирателю для флотации сильнокарбонатных руд Эгитинского месторождения с КМ ниже 4-4,5.

2. Новый класс анионных фосфорорганических собирателей (ФОС)

2.1. Фосфорилированные неонолы - для флотации карбонатсодержащих руд, в том числе флюорита различного генезиса. Позволяют снизить температуру процесса, сократить количество перечисток и получать концентраты флюорита стабильно высокого качества (марка ФФ-95).

2.2. Новые анионные фосфорсодержащие собиратели Оксифос Б, Фосфорилированные неонолы, Диалкилфосфиты - совместно с РВД для флотации руд редких металлов и олова. Заменяют снятый с производства собиратель ИМ-50;

2.3. Новые анионные фосфорсодержащие собиратели МФ на основе дешевого и невостребованного стратегического сырья могут быть получены на оборудовании ОАО «Химпром» без существенного изменения технологической схемы производства. Рекомендованы для флотации руд редких металлов и олова.

2.4. Амиды алкилфосфорных кислот и эфиры метилфосфиновой кислоты – дополнительные реагенты при флотации несulfидных руд - повышают эффективность базовых режимов и флотационных реагентов, снижая их расход без снижения производительности и аппаратурного оформления процесса, упрощают переход на замкнутый водооборот.

3. Триэтаноламинные соли алкилсульфатов (ТЭАСАС) – повышают показатели флотации редкометалльных, оловянных и баритовых руд. Рекомендованы в качестве РВД к ФОС для флотации редких металлов и олова.

4. Аминные соли алкилбензолсульфоокислот (АСАБСК) – повышают показатели флотации редкометалльных, оловянных и баритовых руд. Более селективны, чем Аспарал Ф и ТЭАСАС. Рекомендованы в качестве РВД к ФОС для флотации редких металлов и олова.

5. Отход производства нефтехимии – КОН-92 – собиратель для флотации молибденовых руд, дополнительный к бутиловому ксантогенату калия собиратель для флотации золотосодержащих руд различного генезиса. Использование КОН-92 для обогащения руд позволяет утилизировать этот отход вместо сжигания в печах.

Дополнительный к бутилксантогенату калия собиратель для флотации золота и серебра из кеков автоклавного выщелачивания комплексных урановых руд, являющихся отходом производства. Позволяет увеличить комплексность использования сырья и получить концентраты благородных металлов, пригодные для последующего выделения золота и серебра.

6. ПМС (полиметилсилоксаны) относятся к классу кремнийорганических соединений, выпускаются отечественной промышленностью в неограниченном количестве. В составе реагентной рецептуры совместно с КОН-92 он рекомендован для флотационного разделения пирита, галенита, сфалерита и благородных металлов в комплексной схеме переработки золотополиметаллических руд Новоширокинского месторождения. Разработанная бесцианидная технология проста, экологически безопасна, т.к. исключает применение токсичного цианида натрия, менее затратна по реагентам и обеспечивает высокий уровень извлечения ценных компонентов в кондиционные концентраты.

7. Новый эффективный неионогенный собиратель – вспениватель диметил(изопропенилэтинил)карбинол (ДМИПЭК) разработан ЗАО «Стример-Центр». Разработчиками исследована эффективность ДМИПЭК при флотации сульфидных руд цветных металлов (медь, никель, цинк, свинец), а также сульфидных золотосодержащих руд на предприятиях РФ (УГМК, ГМК Норильский никель), Казахстана, Чили. ДМИПЭК позволяет получать более высокие показатели по извлечению полезных компонентов, качеству получаемых концентратов, селективности при более низких расходах реагента по сравнению со стандартными вспенивателями.

В настоящее время ДМИПЭК производится на пилотной установке ОАО «Еврохим» (Новомосковск) для масштабного опробования его в качестве вспенивателя и дополнительного собирателя угля, цветных и благородных металлов, сбора и обобщения информации по результатам флотационных испытаний на разных типах руд

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

и определения потребностей в реагенте.

Проведенные во ВНИИХТе лабораторные испытания и на ОХТЗ ВНИИХТа полупромышленные испытания флотационного извлечения золота из кеков выщелачивания показали целесообразность замены в процессе вспенивателя Т-66 на реагент ДМИПЭК. Главным достоинством разработанных нами реагентов является их универсальность, мобильность и возможность производства для конкретных месторождений в любых необходимых количествах.

По материалам работы получено семь патентов РФ.

Таким образом, в результате проведенных исследований созданы новые эффективные, конкурентоспособные импортным, патентно-чистые флотационные системы, внедрение которых позволит интенсифицировать процессы обогащения руд, улучшить технологические показатели флотации, сократить стоимость процесса и повысить экологическую безопасность.

**СЕКЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ,
РУДОПОДГОТОВКА И МЕТОДЫ ИХ ИНТЕНСИФИКАЦИИ**

**МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА
ПЛАТИНОМЕТАЛЬНЫХ РУД СВЕТЛОБОРСКОГО
ПИРОКСЕНИТ-ДУНИТОВОГО МАССИВА (СРЕДНИЙ УРАЛ)**

А.П. Козлов, В.А. Чантурия, Н.Д. Толстых, Ю.М. Телегин***

Россия, г. Москва, Учреждение Российской академии наук
Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

* Россия, г. Новосибирск, Учреждение Российской академии наук
Институт геологии и минералогии Сибирского отделения РАН

** Россия, г. Екатеринбург, Закрытое акционерное общество
«Урал – Металлы Платиновой Группы» (ЗАО «Урал-МПП»)

Для сохранения, а в перспективе и увеличения объемов добычи платины в России, актуальным представляется вовлечение в эксплуатацию новых нетрадиционных видов платиносодержащего сырья, среди которых наиболее значительным потенциалом обладают дуниты зональных базит-ультрабазитовых комплексов - коренных источников уникальных россыпных месторождений Урала, Алдана и Камчатки. Основанием для проведения детального минералого-технологического изучения рудных платинометалльных ассоциаций зональных комплексов Платиноносного пояса Урала, явилась установленная промышленная значимость платиносодержащих дунитов Гальмозанского массива на севере Камчатки¹. Крупно-объемные рудные платиноносные зоны в последние годы выделены и на Среднем Урале среди дунитов Светлоборского массива, а также существуют реальные предпосылки их открытия и локализации в пределах Нижнетагильского массива².

Для проведения исследований из платиносодержащих дунитов Светлоборского массива отобрано 7 минералого-технологических проб массой 10-15 кг, а также образцы для изготовления аншлифов.

Методика выделения платиносодержащей минерализации заключалась в дроблении материала проб до 2 мм, получении гравитационного концентрата на концентриционном столе, его разделении в тяжелой жидкости (бромформе) и предварительном визуальном отборе относительно крупных зерен платиноидов. Далее хвосты подвергались доизмельчению до 0,6 мм и гравитационному обогащению с отбором тонких фракций под бинокулярной лупой.

Отобранные зерна подвергались идентификации методами сканирующей электронной микроскопии и рентгеноспектрального микроанализа. В навеске зерен платиноидов по каждой пробе выделялись магнитная и немагнитная фракции. Всего из минералого-технологических проб было выделено 1162 зерна платиносодержащих минералов, из которых половина отобрана после измельчения проб до 2 мм, а осталь-

¹ Козлов, Чантурия, 2009.

² Телегин и др., 2009; Чантурия и др., 2011.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ные при доизмельчении материала до 0,6 мм. В немагнитную фракцию выделено около 60% массы полученной навески.

В различных классах крупности зерна платиноидов резко различаются морфологией выделений. Крупные индивиды (+100 мкм) в основном имеют неправильную форму и часто находятся в сростании с оливином. Значительная часть мелких и тонких зерен (-100 мкм) представлена кристаллами, имеющими кубическую и кубоктаэдрическую форму. Кристаллы имеют белый цвет и металлический блеск. Находятся преимущественно в немагнитной фракции.

По своему составу платиносодержащая минерализация в дунитах Светлоборского массива представлена в основном платино-железистыми сплавами. Преимущественно это изоферроплатина (Pt_3Fe), которая во многих зернах частично или полностью замещается Pt-Fe-Cu сплавами. В парагенезисе с изоферроплатиной также часто встречаются сульфиды Ru и Os. В основном, это эрликманит (OsS_2), который образует в отдельных случаях и собственные кристаллы. Лаурит (RuS_2), как правило, слагает внутренние части зерен эрликманита. Распространенной минеральной фазой в платине Светлоборского массива является баоит (Rh_2S_3). Он является более поздним минералом и часто ассоциирует с магнетитом. Трещины крупных выделений баоита часто выполнены вторичными туламинитом (Pt_2FeCu) и тетраферроплатиной ($PtFe$). Идентифицированы также другие минералы МПГ - сперрилит ($PtAs_2$) и куперит (PtS), которые встречаются, как в сростании с изоферроплатиной, так и в виде отдельных зерен. Очень редко отмечаются сульфоарсениды ЭПГ системы ирарсит-платарсит-холлингвортит и соединения Pd с сурьмой и мышьяком.

Для Pt-Fe сплавов Светлоборского массива характерно отсутствие или минимальное количество элементов примесей. Наиболее распространенным является Ir (до 10 мас.%), который присутствует, как собственно в изоферроплатине, так и в туламините. В отдельных случаях платиновые минералы содержат десятые доли процента Rh и Pd.

Самой характерной особенностью платиновых парагенезисов Светлоборского массива является тесная ассоциация платиносодержащих минералов с магнетитом. При этом в процессе исследований установлены переходные минеральные формы, представленные платиносодержащим магнетитом и окисленной платиной (Pt-oxide). Зерна платиноидов при этом обладают пористой микроструктурой и достаточно часто имеют концентрический рисунок, определяемый наличием зон с разной степенью окисления. Наличие платины в дунитах Светлоборского массива исключительно в собственных свободных минеральных формах позволяет рассматривать возможность её извлечения, как извлечение установленной платиносодержащей минерализации. Важнейшим технологическим свойством выделенных платиносодержащих минералов является высокая плотность от 10,7–19,5 г/см³, что позволяет рекомендовать применение в основе технологии обогащения гравитационных методов. Вариации плотности в отдельных продуктивных минеральных формах обусловлены содержанием платины, которое минимально - для сперрилита (в среднем 55 мас. %) и максимально для железистой платины (88 мас. %).

Прочностные свойства выделенных платиносодержащих минералов имеют широкий диапазон значений, которые могут значительно изменяться в зависимости от кристаллохимических параметров, вариации состава и характера сростаний. Особенности измельчения платинометаллических руд будут определяться относительно низкой

микротвердостью продуктивных минеральных форм (для изоферроплатины 440 кг/мм²), на фоне высокой показателей для вмещающих их оливина (925 кг/мм²) и хромшпинелидов (1375 кг/мм²). Это позволяет прогнозировать возможность переизмельчения части продуктивного оруденения, которая представлена относительно крупными зёрнами и самородками (+500 мкм). В качестве решения данной технологической проблемы предлагается применение стадийного измельчения руды с межцикловым выделением крупных фракций платиноидов в гравитационные концентраты на ранних стадиях дезинтеграции.

Среди важных технологических свойств, которые могли бы определить значительное сокращение технологических продуктов перед гравитационным обогащением, следует отметить высокую удельную магнитную восприимчивость некоторых платиносодержащих минералов, в первую очередь тетраферроплатины и туламинита. Однако в магнитную фракцию выделяется не более 40% продуктивной минерализации. Остаточная магнитная восприимчивость выделенных платиносодержащих минералов перекрывается полем магнитных свойств основного породообразующего минерала - оливина, что ставит под сомнение возможность использования магнитной сепарации для предварительного выделения продуктивной минерализации. Несмотря на это, установленное при минералогических исследованиях широкое развитие тесных сростаний платиноидов с вторичным магнетитом, позволяет рекомендовать применение методов магнитной сепарации для извлечения наиболее тонких фракции (-40 мкм) после проведения гравитационного обогащения.

Результаты минералого-технологических исследований платиносодержащих дунитов Светлоборского зонального массива позволяют сделать следующие выводы:

1. Повышенные содержания платины в дунитах (в среднем 0,7-1,8 г/т) определяются наличием тонкой (30-70 мкм) вкрапленности зёрен платиноидов кубической и кубоктаэдрической формы. Кристаллы платиносодержащих минералов располагаются непосредственно в оливиновой матрице, а относительно крупные ксеноморфные выделения тяготеют к редким хромитовым обособлениям. Зависимость изменения петрохимического состава вмещающих пород с интенсивностью проявления продуктивной платиновой минерализации не установлена.

2. Платиносодержащая минерализация представлена в основном Pt-Fe сплавами и концентрируется, как в слабоизменённых дунитах, так и в интенсивно серпентинизированных разностях. Продуктивные платиновые парагенезисы Светлоборского массива являются первично-магматическими и характеризуются изоферроплатиноосмиевой специализацией. Их формирование относится к раннему этапу развития рудоформирующей системы и генетически связано с формированием перекристаллизованных дунитов (формация платиноносных дунитов). Присутствие в составе платиносодержащей минерализации Pt-Fe-Cu-Ni твёрдых растворов, вероятно обязано влиянию вторичных процессов, связанных с серпентинизацией дунитов.

3. Платина присутствует в дунитах исключительно в собственных свободных минеральных формах, что учитывая их основные технологические свойства (высокий удельный вес, средний размер (+30 мкм) и хорошая раскрываемость зёрен), определяет возможность её извлечения гравитационными методами со стадийным измельчением и предварительным выделением относительно крупных зёрен и самородков в богатый товарный концентрат.

**МАЛООБЪЁМНОЕ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ КАК
НЕОБХОДИМЫЙ ЭТАП ОЦЕНКИ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
(НА ПРИМЕРЕ БОЛЬШЕТАГНИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НИОБИЯ)**

Л.А. Азарнова, А.В. Темнов

email: lazarnova@mail.ru, Россия, г. Москва,

Федеральное государственное унитарное предприятие

«Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского»

Технологическая оценка запасов руд редкометалльных месторождений проводится на всех стадиях геологоразведочных работ и включает комплекс работ по технологическому опробованию. Практика показывает, что одним из его необходимых, но обычно упускаемых из виду этапов, является малообъёмное технологическое опробование (МТО).

К основным нормативным документам, регламентирующим проведение МТО редкометалльных руд и его место в процессе технологического опробования относятся: «Временная инструкция по малообъёмному технологическому опробованию и картированию рудных месторождений при разведке» (1975 г), Инструкция № 1 «Малообъёмное технологическое опробование и картирование рудных месторождений при разведке» (1978 г), временное методическое руководство «Технологическое опробование месторождений цветных металлов в процессе разведки» (1984 г). В Руководстве подчёркивается, что опыт разведки и эксплуатации месторождений труднообогатимых руд сложного и изменчивого состава, к которым в полной мере относятся редкометалльные руды, показал неэффективность технологической оценки их запасов на основе отбора и испытания 5-10 лабораторных проб и последующих полупромышленных испытаний. Это обусловлено тем, что при отборе проб не обеспечивается их полная представительность даже по основным параметрам вещественного состава. Проведение же при технологической оценке запасов МТО не только позволяет отобрать представительные типовые (и сортовые) технологические пробы, но и увеличивает количество и качество информации о технологических свойствах руд.

В результате сокращается число отбираемых проб большой массы и повышается их представительность, то есть решается ключевой вопрос организации технологического опробования.

Несмотря на указанные преимущества МТО, сравнительную простоту и дешевизну его проведения, а также рекомендации по его применению при оценке запасов редкометалльных руд по категориям С₁ (предварительное МТО) и С₂ (детальное МТО), на практике в нашей стране с 90-х годов прошлого века такие работы не проводятся. Например, они были исключены при подготовке к освоению ниобиевого Татарского и тантал-ниобий-оловянного Этыкинского месторождений, при отработке которых большой проблемой оказалась нестабильность качества руды, поступающей на горнообогатительный комбинат.

Работы по МТО не проводились и на Большетагнинском месторождении ниобия, пример которого хорошо иллюстрирует недопустимость исключения этапа МТО при технологической оценке запасов труднообогатимых и нетрадиционных типов руд. Не останавливаясь подробно на деталях, разработанных для руды место-

рождения обогатительных схем, рассмотрим недостатки его технологического опробования, обусловившие необходимость при завершении на нём поисково-оценочных работ начать сначала изучение технологических свойств руд.

Редкометалльные руды Большетагнинского месторождения уникальны по вещественному составу. Ниобиевое оруденение на месторождении представлено пироклоровой минерализацией, локализованной в виде тонкой вкрапленности и прожилков в силикатных метасоматитах, расположенных в экзоконтакте карбонатов Большетагнинского массива.

По минеральному составу рудные метасоматиты делятся на микроклинитовый и слюдитовый природные типы руд и соответствующие им технологические типы (исследования авторов). По данным С.Д. Потанина, руды микроклинитового типа содержат в среднем 0,94% Nb₂O₅ (63% запасов месторождения), слюдитового – 0,97% Nb₂O₅ (37% запасов).

Технологическое опробование запасов ниобиевых руд месторождения начато в 1988 г при проведении на месторождении поисково-оценочных работ. Всего на этом этапе было отобрано 6 минералого-технологических проб массой 200-430 кг, характеризующих богатые, реже рядовые микроклинитовые руды с содержанием Nb₂O₅ более 0,9-1,0%, P₂O₅ около 2%.

Опробованию преимущественно подвергался керн оценочных скважин. Технологические исследования проводились в институтах Иргиредмет (пробы 5А, Б, В), Гиредмет (проба 9) и ВИМС (пробы 6, 7). Институтами Иргиредмет и Гиредмет были испытаны традиционные схемы обогащения, в основе которых лежит гравитационное обогащение. В Иргиредмете для доизвлечения пироклора использовали магнитную сепарацию и флотацию, черновые концентраты (1,2-5,7% Nb₂O₅) перерабатывались по сульфатно-экстракционной технологии, в Гиредмете была испытана магнитно-флотационная схема и получен концентрат с содержанием 49,3% Nb₂O₅ с извлечением 30,5%.

Более приемлемые показатели по флотационному обогащению богатых и рядовых руд микроклинитового типа были получены в ВИМСе при тонком помоле руды проб 6 и 7 (до -0,08 мм).

При использовании в цикле редкометалльной флотации в качестве собирателя ИМ50 в пироклоровом концентрате было достигнуто содержание 20% Nb₂O₅ с извлечением от руды 80%. Далее концентрат поступал на гидрометаллургическую доводку. Результаты работ ВИМСа позволили высоко оценить экономический потенциал месторождения при завершении на нём работ в 1992 г.¹ Тогда же был сделан вывод о том, что слюдитовый и микроклинитовый природные типы руд относятся к одному технологическому типу.

Выполненные исследования являлись поисковыми, а сами пробы не характеризовали весь объём руд месторождения (пробы 6 и 7 формировались из керна 5-6 скважин интервалами по 10-60 м при вскрытой скважинами мощности оруденения 200-300 м).

При последующем технологическом опробовании месторождения в 2000-2005 гг продолжалось минералого-технологическое опробование богатых и даже сверхбогатых микроклинитовых руд месторождения (1,1-1,9% Nb₂O₅). Так, интервалы

¹ Быховский Л.З., Темнов А.В., Тигунов Л.П., 2002.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

отбора проб 10 и 12 повторили пункты отбора проб 6 и 7 при уменьшении их количества, а пробы 15 и 16 были отобраны из коротких расчисток длиной 6 и 4 м соответственно. Таким образом, при значительной массе проб (530-932 кг) они являлись недостаточно представительными по отношению к запасам микроклинитовых руд ни по содержанию полезного компонента, ни по опробуемому объёму недр. Более того, богатые и сверхбогатые руды поступали на флотационное обогащение после операции РРС с содержанием 2,5-5,4% Nb₂O₅, что соответствует его содержанию в черновом концентрате флотации рядовых руд.

Предложенная в ФГУП «ВИМС» схема обогащения руд проб 10-16 несколько отличалась от ранее разработанной: она предусматривала снижение крупности флотационного обогащения до -0,04 мм, увеличение расхода реагентов и изменение их номенклатуры. В результате испытаний были получены пироклоровые концентраты с содержанием Nb₂O₅ 30-40% и извлечением от руды 40-60%. Полученные показатели были приняты как характеризующие технологические свойства руды месторождения.

В 2008 г. в рамках работ по технологической оценке Большетагинского месторождения, проводимой в ФГУП «ВИМС» с целью последующей разработки ТЭО разведочных кондиций, из поверхностной горной выработки была отобрана проба 22, впервые охарактеризовавшая руду месторождения на всю мощность рудного тела с выходом во вмещающие породы. В пробу забирались как руды микроклинитового, так и слюдитового природных типов, исходя из существовавших представлений об их близких технологических свойствах.

Содержание в руде Nb₂O₅ составило 0,72%, но на рудоподготовку поступил концентрат её рентгенорадиометрической сепарации (РРС) с содержанием Nb₂O₅ 1,05%. При измельчении концентрата РРС шаровым способом до флотационной крупности -0,04 мм был получен высокий выход шламового класса -0,01 мм (36%), обогащённого полезным компонентом по сравнению с исходной рудой в 1,4 раза (1,5% Nb₂O₅, извлечение от руды 49%).

Апробация на подготовленной руде флотационной схемы, разработанной по результатам работ 2000-2005 гг, показала существенное ухудшение флотационных свойств руды пробы 22 по сравнению с ранее изученными богатыми и рядовыми рудами: потери с камерным продуктом составили 32,9% Nb₂O₅ (ранее не более 13-15%), тогда как извлечение в черновой концентрат составило всего 61,4% Nb₂O₅ при содержании 3,0% Nb₂O₅.

Операция по доводке черного концентрата показала, что используя существующую схему поднять содержание Nb₂O₅ в пироклоровом концентрате весьма сложно. В результате последующих технологических исследований, проведённых совместно с ЗАО «Гиредмет», была изменена флотационная схема обогащения микроклинитовой руды месторождения: крупность обогащения была повышена с -0,04 до -0,1 мм, а используемые ранее реагенты ИМ50, КГКЗ, Агмас заменены на ФЛОНЫ.

В результате испытаний были получены сравнительно невысокие показатели: содержание Nb₂O₅ в концентрате 20% при извлечении 55% (50% от руды с учётом потерь при РРС).

Существенное ухудшение технологических свойств руды месторождения

(снижение извлечения в редкометалльный концентрат с 75-80 до 50%) обусловило необходимость решения вопроса, какие именно параметры вещественного состава влияют на флотационные свойства ниобиевых руд, как велик диапазон их обогатимости, и действительно ли они представлены одним технологическим типом? Такие задачи эффективно решает МТО, которое было проведено на рудах месторождения в 2009-2010 гг на материале 26 малых технологических проб массой 3-5 кг.

В результате на месторождении были выделены технологические типы (микроклинитовый и слюдитовый) и сорта руд; было показано, что основными параметрами вещественного состава, положительно влияющими на извлечение ниобия в черновой концентрат, являются содержание микроклина, апатита и коэффициент раскрытия пироклора (коэффициент парной корреляции 0,63, -0,63 и 0,57 соответственно), на содержание ниобия в черновом концентрате – коэффициент раскрытия пироклора и содержание ниобия в исходной руде (0,68 и 0,51 соответственно).

Было доказано, что развитие гипергенных процессов, развитых в микроклинитовых рудах до глубины 20-80 м от поверхности, практически не влияет на их технологические свойства.

Проведение МТО также позволило сформировать представительные сортовые и типовые пробы руд Большешетагинского месторождения.

При флотационных испытаниях сортовых проб микроклинитовых руд было установлено, что легкообогатимые микроклинитовые руды обогащаются до концентрата, содержащего 40% Nb_2O_5 (извлечение 60%), тогда как при обогащении труднообогатимых руд концентрат содержит 16% Nb_2O_5 (извлечение 30%). Из руды типовой микроклинитовой пробы (0,77% Nb_2O_5) может быть получен концентрат, содержащий 18-20% Nb_2O_5 (извлечение 48-50%), при этом изменение способа рудоподготовки с шарового на центробежно-ударный существенно улучшает флотационные свойства руды: концентрат содержит 23-24% Nb_2O_5 с извлечением 58%.

Руда слюдитового типа обогащается по флотационной схеме, которой предшествует магнитное обогащение, позволяющее удалить перед флотацией до половины массы измельченной руды.

При флотации из немагнитной фракции могут быть получены концентраты с содержанием 36-38% Nb_2O_5 с извлечением около 50% от руды. Пироклоровые концентраты обоих технологических типов руд нуждаются в гидрометаллургической доводке с целью получения из них товарного продукта (феррониобия или пентоксида ниобия).

Опыт технологического изучения Большешетагинского месторождения показывает, что отбор на нём минералого-технологических проб рядовых, богатых и сверхбогатых руд одного природного типа привёл к недооценке сложности и изменчивости технологических свойств руд.

В результате при испытаниях материала пробы, отобранной на всю мощность рудного тела, было показано значительное снижение показателей обогащения, что обусловило необходимость проведения МТО.

Главным результатом МТО стало формирование лабораторных типовых и сортовых проб, разработка схем их обогащения и снятие представительных технологических показателей.

**МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ ФОСФАТНЫХ РУД**

*В.И. Белобородов, Е.Д. Рухленко, И.Б. Захарова,
Г.П. Андронов, Н.М. Филимонова.*

e-mail:beloborodov@goi.kolasc.net.ru;lenar@goi.kolasc.net.ru;
zakharova@goi.kolasc.net.ru; andronov@goi.kolasc.net.ru; filimonova@goi.kolasc.net.ru,
Россия, г. Апатиты,
Учреждение Российской академии наук Горный институт
Кольского научного центра РАН

Для обеспечения производства фосфорных удобрений в республике Казахстан важное значение имеют фосфориты бассейна Каратау, обладающего огромными запасами фосфатного сырья. Руды бассейна характеризуются неоднородным и сложным минерально-петрографическим составом, представлены фосфатами (фторкарбонатапатит), карбонатами (доломит, кальцит), силикатными минералами (кварц, халцедон, примесями алюмосиликатов (полевошпат, слюды, гидрослюды и др), гидроокисями железа и органическим веществом.

Минералого-технологические исследования проводились на пробе руды месторождения Коксу Каратауского бассейна. Согласно имеющимся классификациям руды каратауских месторождений подразделяются на неметаморфизованные (фосфоритные) и метаморфизованные (апатитовые). По содержанию P_2O_5 выделяют богатые (более 28%), рядовые (21-27%) и бедные (15-20%) руды. С учетом количественных соотношений фосфатных и нефосфатных минералов и структурно-текстурных особенностей среди рядовых руд выделяются следующие разновидности: карбонатная, кремнисто-карбонатная, карбонатно-кремнистая, пелитоморфная карбонатно-кремнистая.

По набору минералов исследуемая руда относится к неметаморфизованному типу.

По содержанию P_2O_5 (21,78%) - к самой бедной из рядовых руд, по составу цемента - к карбонатно-кремнистой, по наличию пелитоморфной примеси кремнезема в фосфатных зернах - к пелитоморфной разновидности.

По количеству основных семи компонентов (P_2O_5 - 20-23, SiO_2 - 20-29, CO_2 - 5-8, CaO - 30-39, MgO - 2-3, Fe_2O_3 - 1,3-2,5, Al_2O_3 - 1,2-2,0, весовые %) она вписывается в данную классификацию. Некоторое превышение (на 0,34%) обнаружено только для Al_2O_3 .

Исследуемая руда представляет собой совокупность нескольких литологических разновидностей фосфатных пород - зернистых фосфоритов, «сланцев», фосфатизированных кремней. Доля «сланцев» в составе пробы руды ориентировочно составляет 15-20% (рисунок 1). Сочетание в

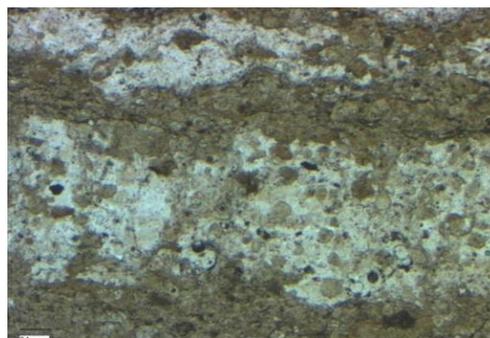


Рисунок 1 – Фосфатная руда - микрослоистость, обусловленная чередованием слоев, разного состава (кремнистых и фосфатных)

данной пробе пород с разными технологическими свойствами и пелитоморфное строение зерен фосфата делают руду труднообогатимой.

В карбонатах, входящих в состав пробы, доломит значительно преобладает над кальцитом (85% доломита и 15% кальцита), что также является негативным фактором. Отмечено низкое содержание лимоннорастворимого фосфора в пробе, составляющее 8,7%.

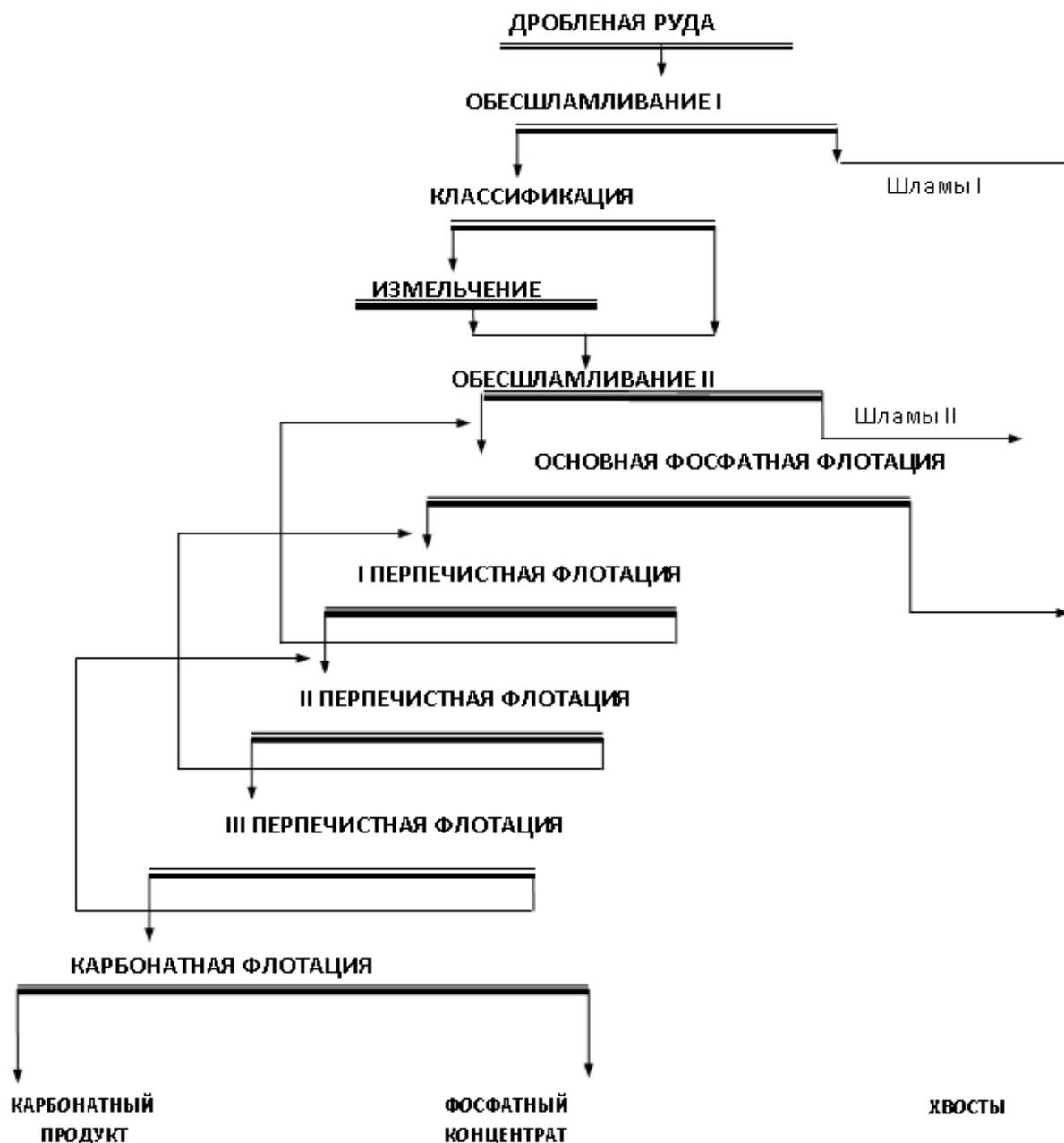


Рисунок 2 - Технологическая схема фосфатно-карбонатной флотации фосфоритовой руды

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Микросрастания нефосфатных минералов с фосфатом увеличивают содержание примесей в фосфатном концентрате и обуславливают необходимость тонкого измельчения руды в процессе обогащения данного сырья.

В результате исследований на обогатимость была определена перспективная технологическая схема и технологические режимы обогащения (рисунок 2).

Особенности технологии:

- ✓ целесообразность промывки исходного питания с целью удаления первичных отвальных шламов в количестве до 7% с отвальным содержанием P_2O_5 - 17,0%;
 - ✓ необходимость тонкого измельчения руды до содержания готового расчетного класса 0,074 мм - 75-82% с последующим вторичным обесшламливанием;
 - ✓ проведение прямой фосфатной флотации жирными кислотами талловых масел (ЖКТМ) в присутствии депрессора – жидкого стекла и реагента – модификатора пены, в щелочной среде (создаваемой кальцинированной содой) с последующими несколькими перечистками пенного продукта;
- последующее осуществление обратной (карбонатной) флотации пенного продукта фосфатной флотации жирнокислотным собирателем в слабокислой среде, создаваемой фосфорной кислотой.

По данной технологии обогащения возможно получение следующих технологических показателей:

- ✓ выход фосфатного концентрата от исходного питания - 37,9%;
- ✓ содержание P_2O_5 в фосфатном концентрате составляет - 29,0% (рисунок 3);
- ✓ извлечение P_2O_5 в фосфатный концентрат составляет - 50,0%;
- ✓ при снижении качества получаемого концентрата до P_2O_5 - 28% за счет уменьшения количества перечистных операций в фосфатном цикле до 3-х позволяет достигать извлечение P_2O_5 66%.

Полученный из представленной пробы фосфатный концентрат удовлетворяет мировым требованиям на данные тип продукции.

Содержание лимитирующих компонентов во флотационном фосфатном концентрате составляет:

Fe_2O_3 - 0,18% ;

Al_2O_3 - 0,83%;

MgO - 0,33%.

Соотношение $(Fe_2O_3 + Al_2O_3 + MgO)/P_2O_5$ (параметр - МПП) составляет $1,34/32 = 0,0462$, при норме МПП = 0,100 - 0,105.

Таким образом, в результате технологических исследований разработана эффективная технология обогащения тонковкрапленных пелитоморфных карбонатно-кремнистых разновидностей фосфатных руд, обеспечивающая получение фосфоритового концентрата с содержанием P_2O_5 28-29%.

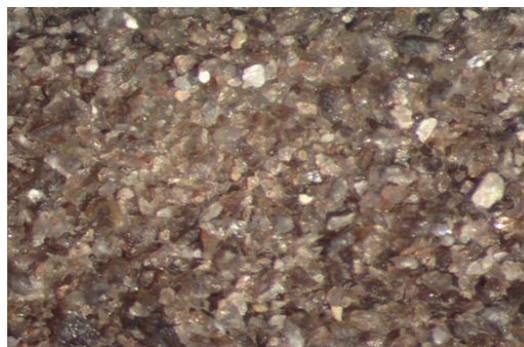


Рисунок 3 – Фосфатный концентрат (× 50)

ТИПОМОРФИЗМ АЛМАЗОВ ТРУБКИ СНЕГУРОЧКА ПО ДАННЫМ ИК-СПЕКТРОСКОПИИ*

Н.Е. Покровская

e-mail: for_nataliya@list.ru, Россия, г.Москва,

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр российской академии наук

Золотицкое поле, расположенное в Архангельской области, объединяет 10 алмазонасных кимберлитовых трубок, которые образуют цепочку, вытянутую в суб-меридиональном направлении. Из них 6 трубок: Архангельская, им. Карпинского-1, им. Карпинского-2, Пионерская, Поморская, им. Ломоносова, относятся к месторождению им. М.В. Ломоносова. Другие трубки – Снегурочка, расположенная южнее, а также Кольцовская, Белая и Первомайская, расположенные севернее, к месторождению не относятся и считаются непромышленными.

Целью настоящей работы было сравнение типоморфных свойств алмазов месторождения им. М.Ломоносова и забалансовых трубок Золотицкого поля, что может быть использовано при решении вопросов их генезиса и прогнозно-поисковых задач. Исследования проводились путем непосредственного изучения алмазов трубки Снегурочка и использования литературных материалов по алмазам других трубок Золотицкого поля (Захарченко О.Д., 2002, Хачатрян Г.К., 2010).

Наиболее информативными типоморфными характеристиками алмаза являются структурные примеси и дефекты, которые образовались непосредственно в процессе роста кристаллов и отражают условия их генезиса. В качестве метода исследования использовался метод ИК-спектроскопии. Этот метод позволяет количественно оценивать концентрацию азота в форме А- и В-центров (Хачатрян Г.К., 2003), представляющих собой соответственно спаренные и тетраэдрически сгруппированные азотные атомы, которые изоморфно замещают углерод алмазной решетки (Bursill L.A., 1985). ИК-спектры записывались с разрешением 4-6 см⁻¹ на спектрометре Nicolet 380 с микроскопом Centaurus, Thermo Electron Corporation, USA. Также полуколичественно определялись концентрации плейтелетс (Р или В2) и структурной примеси водорода (Н).

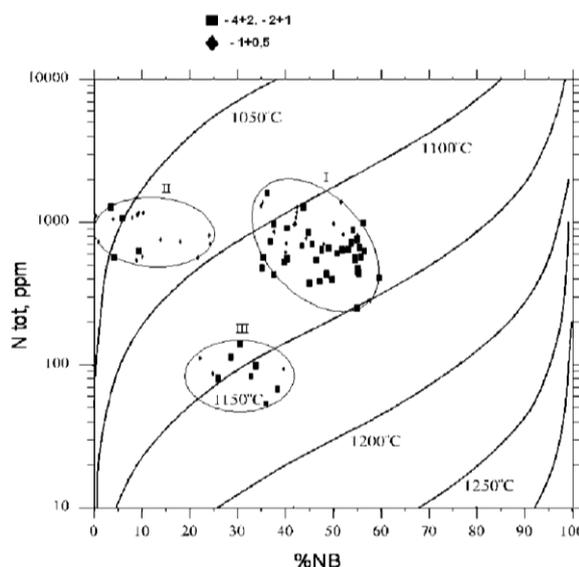


Рисунок 1 - Данные ИК-спектроскопии на диаграмме В.Р Тейлора и Х.Дж. Милледж, 1995

* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа академика В. А. Чантурия» НШ-3184.2010.5.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Для исследования была подобрана коллекция из 124-х образцов, характеризующих весь морфологический спектр кристаллов алмаза трубки Снегурочка. Она включает кристаллы алмаза, представленные преимущественно додекаэдрами (52%), крупностью от 0,5 до 4 мм. Масса большинства из них составляет от 0,001 до 0,1 карат, единичные кристаллы имеют массу до 0,63 карат. Столь представительная коллекция алмазов из данной трубки с применением метода ИК-спектроскопии исследуется впервые.

По распределению азотных центров алмазы трубки Снегурочка представлены тремя популяциями (рисунок 1). Популяция I - самая многочисленная (более половины от всей коллекции) включает кристаллы классов крупности -2+1 мм и -1+0,5 мм. Алмазы этой популяции - средне и высокоазотные с суммарным содержанием этой структурной примеси N_{tot} от 400 до 1000 ppm. Они характеризуются также повышенной долей азота в В-форме $\% NB = [NB/(NB+NA)] * 100\%$, составляющей от 40 до 60%. Вторая по распространенности популяция II (см. рисунок 1) отличается от первой пониженной относительной концентрацией азота в В-форме ($\% NB$ не превышает 20%) и включает в себя в основном мелкие индивиды (-1+0,5 мм). Третья популяция III - низкоазотная с общим содержанием примеси не более 100 ppm при значениях $\% NB$ от 20 до 40. Кристаллы третьей популяции преимущественно имеют размер свыше 1 мм.

Таким образом, в трубке Снегурочка существенно преобладают кристаллы алмаза с повышенной концентрацией N_{tot} , превышающей 400 ppm (популяции I и II). Как установлено эмпирически, подобные значения характерны главным образом алмаза, содержащего включения эклогитовой ассоциации (Stachel T., 1997). Исходя из этого, можно полагать, что основная часть алмазов трубки Снегурочка сформировалась в эклогитовой среде.

Ранее было показано (Taylor, W.R. & Milledge H.J., 1995), что $\% NB$ в кристалле алмаза зависит от температурного режима его формирования и времени термического воздействия - «мантийного возраста», а также от общего содержания структурно-связанного азота (N_{tot}).

Как видно из диаграммы, построенной для «мантийного возраста» алмаза 3 млрд лет (см. рисунок 1), популяции кристаллов трубки Снегурочка, по-видимому, сформировались при различных температурах. При этом среди трех рассматриваемых популяций температура кристаллизации популяции III была наибольшей, а популяции II - наименьшей.

По содержанию структурных дефектов кристаллы алмаза трубки Снегурочка своеобразны и отличаются от алмазов из других кимберлитовых трубок Золотицкого поля (таблица 1).

Главная популяция алмаза трубки Снегурочка не имеет аналогов среди соответствующих популяций алмаза из трубок месторождения им. Ломоносова. По общему содержанию азота (N_{tot}) в кристаллах она наиболее близка к главной популяции алмаза из трубки им. Карпинского-1 и второстепенной популяции алмаза из трубки им. Ломоносова. Однако значения $\% NB$ в соответствующих кристаллах из трубки Снегурочка заметно выше, чем в алмазах промышленных трубок Золотицкого поля. Главная популяция алмаза из трубки Снегурочка обнаруживает наибольшее сходство с второстепенными популяциями алмазов из непромышленных тру-

бок Кольцовская и Первомайская.

Таблица 1 - Характеристика популяций алмаза из некоторых трубок Золотицкого поля (Хачатрян Г.К., 2010) и популяций алмазов трубки Снегурочка

Гр.	Концентрация азота, at.ppm			%NB	P*, см ⁻¹	H**, см ⁻¹
	N _A	N _B	N _{tot}			
Трубка им. Ломоносова						
I	131+74	96+124	228+158	34	4,6+6,5	0,8+0,2
II	608+66	229+159	838+180	25	9,8+8,5	2,8+1,6
Трубка им. Карпинского						
I	360+146	240+121	599±120	38±21	6,1+6,8	3,4+3,0
II	1065+342	299+142	1365±145	23±8	4,6+2,8	4,4+4,0
Первомайская						
I	70±75	58±167	127±133	35	2±1,7	0,3±0,1
II	250±56	256±66	496±101	50	10,6±8,5	2,3±1,7
III	497±114	411±150	908±229	44	15,1±9,8	2,3±1,0
Кольцовская						
I	69±51	50±45	91±54	31	1±1,7	0,9±0,8
II	268±54	248±87	486±118	47	9,6±6,1	2,6±2,0
Снегурочка						
I	341,0±117	319,1±86	660±18	48,9±6	10,9±5,6	4,7±1,5
II	797±240	96±40	893±270	11±6	7,2±4	1,4±0,5
III	61±16	27±6	88±18	31±6	0,8±0,3	1,2±0,7

Примечание: *-плейтелетс, **-водород

Таким образом, различие в распределении азотных центров в алмазах промышленных и непромышленных трубок Золотицкого поля может указывать на разные условия образования сопоставляемых кристаллов. Это различие условий должно учитываться при рассмотрении особенностей геологической структуры и перспектив алмазоносности Золотицкого поля.

ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В УПРАВЛЕНИИ ПРОЦЕССАМИ ПЕРЕРАБОТКИ РУД ХИБИНСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

А.Г. Олейник, В.Ф. Скороходов*

e-mail: oleynik@iimm.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Институт информатики и математического моделирования Кольского научного центра Российской академии наук

*e-mail: skorohodov@goi.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук

В экономике России и Мурманской области добыча и переработка минерального сырья до настоящего времени занимает одно из ведущих мест. Как известно,

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

основным видом сырья для производства фосфатных удобрений в нашей стране является апатитовый концентрат, получаемый в процессе обогащения хибинских апатит-нефелиновых руд на обогатительных фабриках комбината «Апатит».

Общей задачей управления процессами переработки комплексного минерального сырья является обеспечение максимальной эффективности извлечения полезных компонентов. При оценке эффективности в условиях реального производства необходимо учитывать не только показатели, характеризующие объем и качество конечных продуктов (концентратов), но и разнообразные ресурсы, необходимые для получения требуемых концентратов (рабочая сила, технологическое оборудование, энергия, реагенты и т.д.). В идеале желательно получить максимальное количество высококачественного концентрата с минимальными затратами.

Информация, поступающая из различных источников, проходит предварительную обработку и «складируется» в базу данных. Если в информационной системе используются формализованные знания экспертов, то система включает еще и базу знаний.

Организация эффективного хранения накопленных данных (и знаний) с возможностью их последующего гибкого повторного использования позволяет сократить время и снизить трудозатраты на целевую подготовку данных для анализа и моделирования при разработке вариантов решения «новых» задач.

Моделирование предполагает генерацию новых данных, которые нельзя получить непосредственно в ходе лабораторных экспериментов или в результате мониторинга производственного процесса.

В настоящее время существуют наработки, позволяющие моделировать различные процессы обогащения с использованием различных подходов. Но для практического использования в управлении реальными производственными процессами необходимы модели, позволяющие оперативно прогнозировать результаты обогащения на основе параметров, контролируемых непосредственно в ходе этих процессов. Только на основе анализа характеристик и управления параметрами производственных процессов, мониторинг которых возможен в реальных условиях, можно обеспечить поддержку наиболее эффективных режимов разделения при неизбежном в условиях реального производства варьировании свойств сырья и технологических ресурсов.

Информационная система поддержки управления производственным процессом должна обеспечивать оперативный мониторинг технологического процесса и анализ технологических показателей с целью выявления их отклонений от заданного «регламента».

В результате выполнения этих функций система может подать сигнал оператору, управляющему процессом, о необходимости вмешательства в его ход для возвращения процесса в требуемый режим.

Важнейшей исследовательской задачей разработки системы информационно-аналитической поддержки управления производственными процессами обогащения минеральных полезных ископаемых является создание прогнозных моделей, основанных на использовании как закономерностей, выявленных в ходе анализа ретроспективной информации, так и данных оперативного мониторинга, характеризующих текущее состояние процесса. Прогнозирование хода процесса с использо-

ванием моделирования позволит оказывать упреждающие управляющие воздействия для обеспечения эффективного режима обогащения, что снизит негативное влияние инерционности процесса.

Сложность и многофакторность процессов переработки полезных ископаемых в условиях реального производства неизбежно накладывает существенные ограничения на возможность создания адекватных моделей управляемых процессов с использованием какого-либо одного метода моделирования. Поэтому, при создании информационных систем поддержки принятия решений по управлению непрерывными производственными процессами обогащения, в частности – обогащения апатит-нефелиновых руд, необходимо совместно использовать различные методы и технологии компьютерного моделирования.

ВЛИЯНИЕ ПЕТРОФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СУЛЬФИДОВ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ПРОТЕКАНИЕ ПРОЦЕССОВ БИООКИСЛЕНИЯ

А.П. Мирошникова, В.Д. Борцов, Н.В. Сулаквелидзе

e-mail: vcmnauka@mail.east.telecom.kz, Республика Казахстан, г. Усть-Каменогорск,
РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья
Республики Казахстан» Дочернее государственное предприятие «Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов»

Внедрение в практику переработки труднообогатимых первичных руд золото-сульфидных месторождений Западной Калбы технологии бактериального окисления обусловило необходимость изучения физико-химических процессов, протекающих при взаимодействии используемых при биоокислении культур, с основными минералами руд. Это, в первую очередь, связано с имеющими место регулярными потерями золота при переработке руд на золотоизвлекательном предприятии.

Накопленная к настоящему времени информация о сущности биоокисления и о петрофизических свойствах золотосодержащих минералов золото-сульфидных месторождений Калбы, позволяет сделать следующие выводы:

- ✓ с позиции электрохимической модели бактериальная клетка, стимулирующая биоокисление, выступает в роли своеобразного «живого катода». В процессе биоокисления «живой катод» забирает электрон на себя, преодолевая работу выхода электронов из кристаллического поля минералов.
- ✓ с позиции физико-химической модели сульфиды, в том числе и золотосодержащие, относятся к полупроводникам. Их электрофизические свойства (тип и величина проводимости, удельное электрическое сопротивление) и электрохимические свойства (химический потенциал) определяются составом, величиной концентрации электронов-примесей. Электрофизические свойства минералов характеризуются коэффициентом термоэлектродвижущей силы (термо ЭДС), электрохимические – электрохимическим потенциалом. Электрохимические и электрофизические характеристики сульфидов полупроводников находятся в

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

тесной корреляционной связи. По типу проводимости сульфиды полупроводники золотосульфидных руд Калбы подразделяются на сульфиды с дырочной (коэффициент термо ЭДС от 1 мкВ/град до 250-400 мкВ/град) и сульфидами с электронной (термо ЭДС от -180 – -400 мкВ/град до -2 мкВ/град) проводимостью.

На рисунке 1 показаны гистограммы, характеризующие типы проводимости основных золотосодержащих минералов золотосульфидных месторождений Калбы – пиритов (а) и арсенопиритов (б).

Пириты, содержащие золото, относят к группе сульфидов с дырочной проводимостью, а арсенопириты - к группе сульфидов с электронной проводимостью.

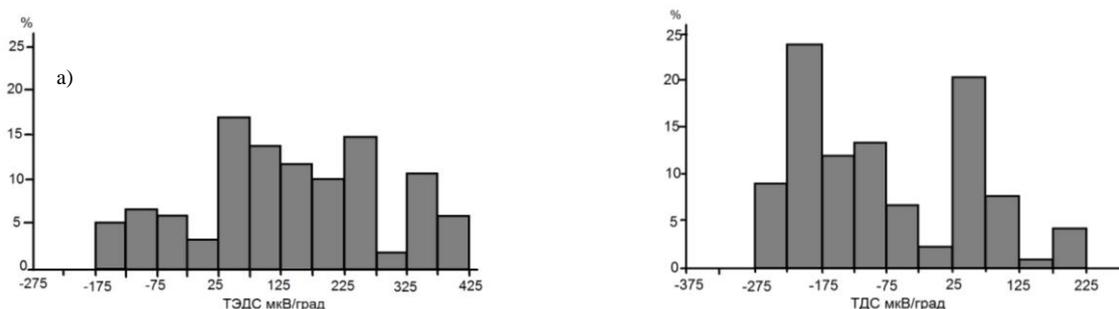


Рисунок 1 - Гистограммы, характеризующие тип проводимости пиритов (а) и арсенопиритов (б) золотосульфидных месторожд. б й

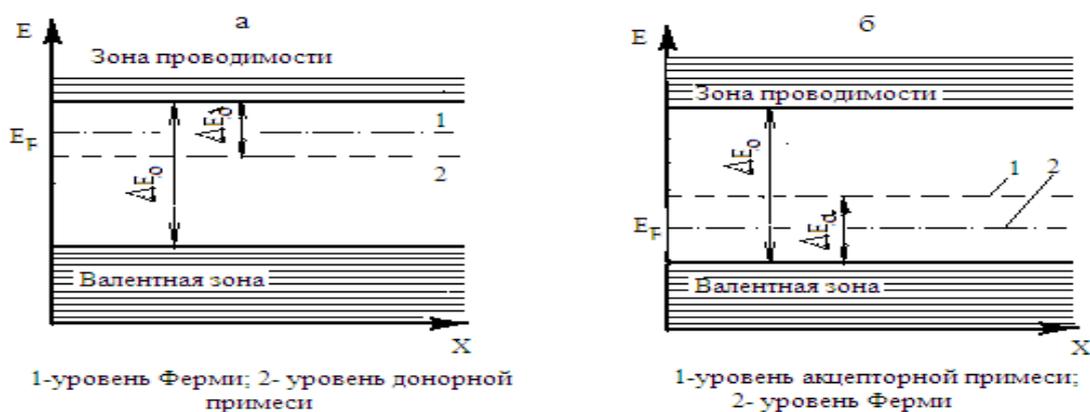


Рисунок 2 - Уровень Ферми в полупроводниках с донорной (а) и акцепторной (б) примесью

На рисунке 2 показаны особенности энергетических схем сульфидов полупроводников с донорной (а – элементы примеси с большей валентностью, чем элементы-хозяева) и акцепторной примесью (б – элементы-примеси с меньшей валентностью, чем элементы-хозяева).

Из сопоставлений этих схем вполне очевидно, что работа выхода электрона из структуры сульфидных минералов с дырочной проводимостью намного выше, чем из структур сульфидов с электронной проводимостью. Поэтому сульфидные минералы с дырочной проводимостью окисляются сравнительно труднее.

Общеизвестно, что среди двух контактирующих минералов с различным типом

проводимости (дырочным и электронным), погруженных в раствор-электролит минерал с дырочной проводимостью всегда защищен от процесса окисления, так как в образованной при этом микрогальванической паре играет роль катода, стимулирующего окисление партнера в анодной позиции. Появление в такой паре живого вещества – более интенсивного, чем уже имеющийся «катодный» партнер, значительно усиливает деструкцию низкопотенциального (анодного) минерала.

Приводимые выше данные свидетельствуют о проявлении на золотосодержащих минерализациях в первую очередь деструктивной (окислительной) функции «живого катода» (тионовых бактерий) в отношении сульфидов. Все особенности проявления этой функции полностью соответствуют реальной конструкции окисляющихся минералов, определяющих работу выхода электронов из их структуры, а также характеру контактирования минералов друг с другом в природных минеральных ассоциациях.

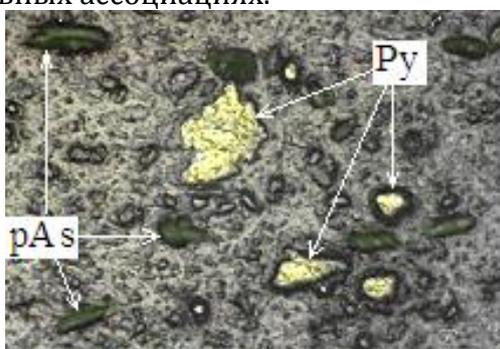


Рисунок 3 - Питание цианирования после биовыщелачивания флотоконцентра. Py – золотосодержащий пирит

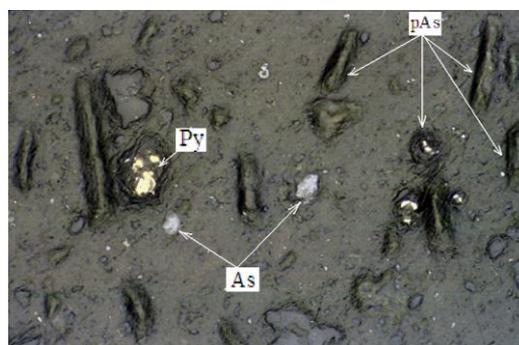


Рисунок 4 - Хвосты цианирования флотоконцентра после биовыщелачивания. Py – золотосодержащий пирит

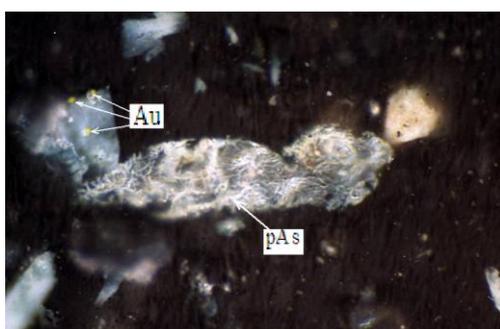


Рисунок 5 - Замещенное продуктами жизнедеятельности бактерий зерно золотоносного арсенопирита с электронной проводимостью

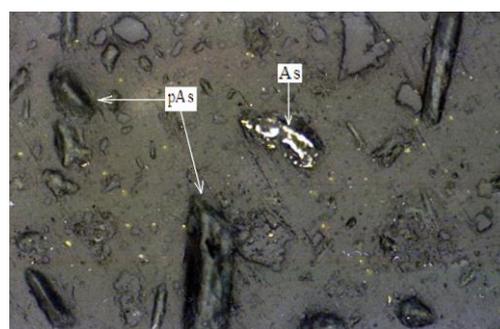


Рисунок 6 - Хвосты цианирования флотоконцентра после биовыщелачивания

Эти же принципы составляют научную основу бактериального выщелачивания руд, применяемого в промышленном масштабе. Ниже приведены результаты анализа экспериментальных исследований и производственных работ. На рисунках 3 и 4 показаны результаты биовыщелачивания руды одного из золотосульфидных месторождений Западной Калбы, содержащей арсенопириты с электронной и пири-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ты с дырочной проводимостью. Арсенопириты с электронной проводимостью, содержащие золото, в процессе биовыщелачивания замещены продуктами жизнедеятельности бактерий. При этом освобождаются микрочерны золота.

На рисунке 5 зерна золота отмечаются в пределах двойника арсенопирита, замещенного продуктами биовыщелачивания. Размеры зерен золота менее 1 мкм. На рисунке 6 в центре располагается призма, состоящая из неизмененного арсенопирита в виде субпараллельных полос, локализуемых в продуктах биовыщелачивания. Окислению, использованной при биоокислении культуры, подвергаются сульфидные минералы, в том числе и арсенопириты, характеризующиеся электронной проводимостью.

По И.М. Масленицкому арсенопириты в цианистых растворах практически не разлагаются, поэтому следует полагать, что арсенопирит в данном случае представлял собой сросток зерен с электронной и дырочной проводимостью. Дырочная проводимость, сохранившегося арсенопирита, подтверждается измерениями термо ЭДС (+8 мкВ/град.). Подобные сростки были обнаружены в рудах месторождения Мынчункур. В случае, изображенном на рисунке 6, арсенопирит с электронной проводимостью был выщелочен при биоокислении, входящий в состав зерна арсенопирит с дырочной проводимостью, остался неизменным. Арсенопириты с дырочной проводимостью были обнаружены в рудах Суздальского месторождения. Для таких арсенопиритов характерна редкометалльная геохимическая специализация и убогое содержание золота (большой частью – полное его отсутствие).

Поведение пиритов в процессах биовыщелачивания полностью определяется их электрофизическими (электрохимическими) свойствами. Пириты с электронной проводимостью полностью окисляются при биовыщелачивании.

На рисунках 3, 5 и 6 квадратной формы секреции сформировались при выщелачивании продуктов биоокисления пиритов при цианировании. Пириты с дырочной проводимостью, несущие золотое оруденение, при биовыщелачивании остаются практически неизменными (см. рисунки 3, 4). Лишь при цианировании отмечается некоторое разъединение контуров отдельных зерен пиритов.

Приведенная информация свидетельствует о том, что процессы биовыщелачивания основных золотосодержащих минералов руд золотосульфидных месторождений Калбы пиритов и арсенопиритов определяются их электрофизическими (электрохимическими) свойствами. Основные потери золота при переработке руд подобного типа связаны с дырочной проводимостью золотосодержащего пирита, трудно окисляемого (практически не окисляемого) при биовыщелачивании.

Из приведенной информации следует, что:

- ✓ эффективность биоокисления пиритов и арсенопиритов полностью определяется их электрофизическими свойствами;
- ✓ потери золота при биоокислении руд золотосульфидных месторождений Западной Калбы связаны с концентрацией части золота в пиритах с дырочной проводимостью;
- ✓ требуется усовершенствование применяемой в настоящее время технологии переработки, возможно, за счет автономного извлечения золотоносного пирита с последующим направлением этого продукта в плавку.

**ДИОДНО-ЛАЗЕРНЫЙ МЕТОД ИССЛЕДОВАНИЯ СОРБЦИОННЫХ
И ДЕСОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВ ВОДЫ ПРИ ИЗУЧЕНИИ
ВЛАГОЕМКОСТИ ГЕОМАТЕРИАЛОВ¹**

В.А. Чантурия, А.И. Каплин, В.Г. Артёмов, В.Д. Травкин**

e-mail: aikapl@ya.ru, Россия, г. Москва, Учреждение Российской академии наук
Институт проблем комплексного освоения недр РАН

*e-mail: vartemov@bk.ru, Россия, г. Москва, Учреждение Российской академии наук
Институт общей физики им. А.М. Прохорова РАН

Настоящая работа направлена на расширение знаний об адсорбции и диффузии молекул воды в различных средах и посвящена исследованию кинетики взаимодействия молекул воды с геоматериалами.

Экспериментальное изучение кинетики быстропротекающих процессов на границе водяного пара с адсорбентом требует быстрых селективных методов регистрации газовых молекул воды. Такую возможность предоставил новый диагностический метод – оптическая диодно-лазерная спектроскопия.

Работы выполнены на уникальной установке (AQUASPEC-100), созданной в лаборатории спектроскопии межмолекулярных взаимодействий Института общей физики им. А.М. Прохорова РАН, позволяющей быстро, с высокой точностью изучать адсорбционную кинетику водяного пара при его взаимодействии с различными образцами. Оборудование позволяет быстро и с высокой точностью получить важнейшие параметры взаимодействия молекул воды с поверхностью исследуемых образцов. В отношении молекул воды чувствительность метода составляет 0.0001 мм.рт.ст. (Торр) (10^{14} ед./см³), что на порядок превосходит аналогичный показатель лучших гравиметрических измерений. Селективность метода по молекулам воды позволяет следить за кинетикой их сорбции в составе газовых смесей. Для наблюдения доступны процессы, протекающие в масштабах от долей секунды до многих часов.

Принцип работы установки заключается в следующем: пространство вблизи исследуемого образца просвечивается пучком электромагнитного излучения ближнего ИК ($\lambda = 1,8$ мкм, $\nu = 33,8$ кГц) диапазона и измеряется коэффициент поглощения, из которого рассчитывается концентрация поглощающих молекул.

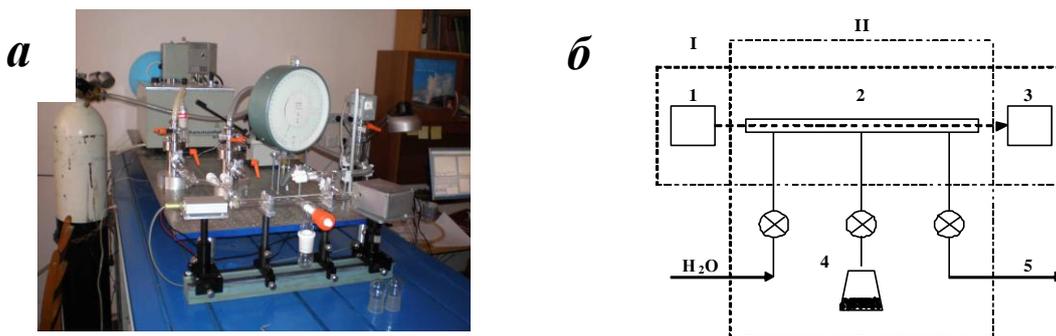
Схема установки для определения скорости диффузии молекул воды в исследуемых образцах методом диодно-лазерной спектроскопии представлена на рисунке 1.

Цель работы – исследование влияния электрохимической обработки воды на изменение ее сорбционных и десорбционных свойств при взаимодействии с геоматериалами.

В связи с этим, в работе изучена кинетика диффузии молекул воды в кимберлитах и сульфидах при взаимодействии с водными системами и продуктами их электролиза.

¹ Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента РФ ведущие научные школы НШ-3036.2010.5 (научный руководитель – акад. РАН В.А. Чантурия)

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»



I - оптическая часть; 1 - перестраиваемый диодный лазер, 2 - оптическая часть кюветы, 3 - фотоприемник; II - вакуумная часть: 4 - контейнерная часть кюветы с адсорбентом, 5 - вакуумный насос, H_2O - водяной пар

Рисунок 1 - Схема экспериментальной установки:

а) - общий вид; б) принципиальная схема

Объектами исследования являлись кимберлиты трубки «Юбилейная» и медно-цинковая руда Учалинского ГОКа.

В процессе проведения экспериментов исходные навески кимберлита и медно-цинковой руды замачивались в исследуемой водной системе в течение заданного времени; после чего навески высушивали в естественных условиях 12–18 часов. Далее на обезвоженных образцах последовательно исследовались процессы сорбции и десорбции молекул воды.

В процессе исследований кимберлит трубки «Интернациональная» был обработан следующими водами:

1. Продукт бездиафрагменной электрохимической обработки минерализованной модельной воды (проба 1);
2. Минерализованная модельная вода (проба 2);
3. Дистиллированная вода (проба 3).

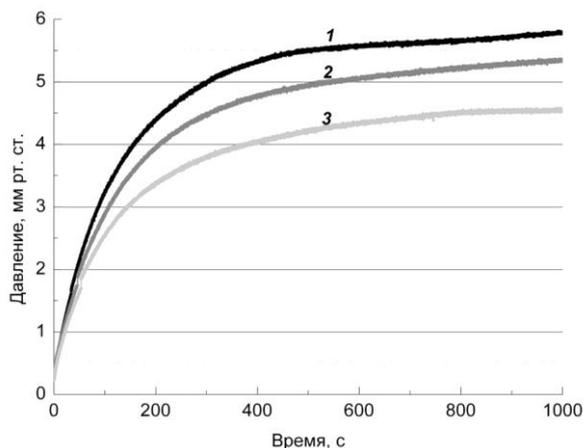
Экспериментально установлено, что из кимберлита, обработанного продуктом бездиафрагменной обработки, за время равное 1000 секунд выделяется наибольшее количество молекул воды – давление водяного пара в измерительной кювете достигает максимальных значений и составляет около 6 мм рт.ст.; при обработке кимберлита модельной водной системой – давление водяного пара в измерительной кювете снижается на 0,6 мм рт.ст. (11%) в сравнении с продуктом электролиза и составляет 5,4 мм рт.ст. Минимальное давление водяного пара в измерительной кювете, равное 4,5 мм рт.ст., соответствует обработке кимберлита дистиллированной водой.

Для каждой пробы кимберлита снимались кривые десорбции приведенные на рисунке 2.

Таким образом, в результате проведенных экспериментов установлено, что повышение минерализации воды до 6,4 г/л и ее электрохимическая обработка, приводит к более интенсивному проникновению молекул воды в объем кимберлита в сравнении с дистиллированной водой.

Сорбционная способность (влагоемкость) кимберлита возрастает на 20 и 31%, что можно объяснить усилением трансляционного движения молекул воды и, как

следствие, увеличением их проникновения в объем кимберлита. Данный факт обеспечивает снижение прочности кимберлитсодержащих пород, что подтверждено исследованиями по изучению их микротвердости и опытно-промышленными испытаниями по интенсификации процесса мокрого самоизмельчения кимберлитов на основе использования электрохимического кондиционирования водных систем.



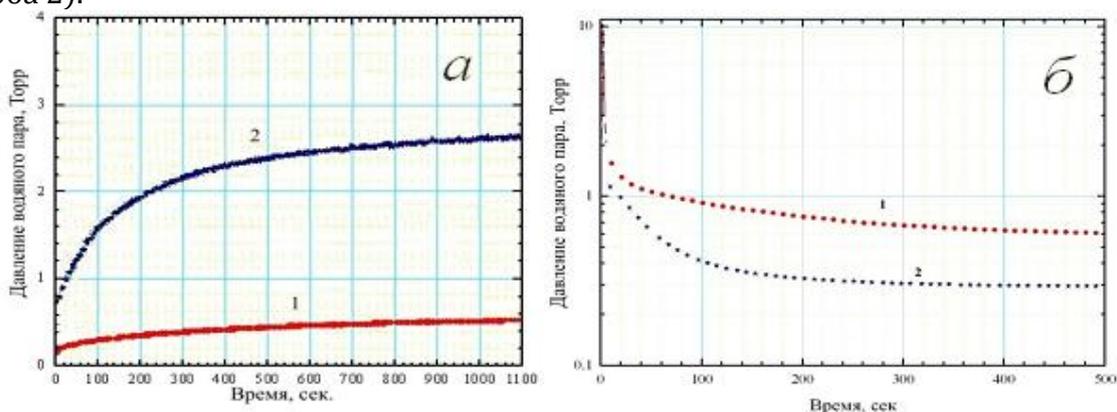
1 – модельная вода после электрохимической обработки; 2 – модельная вода без обработки; 3 – дистиллированная вода

Рисунок 2 - Экспериментальные зависимости давления водяного пара при десорбции из кимберлитов

Установлено снижение микротвердости кимберлит-составляющих минералов: кальцита – на 12,3%; оливина – на 2,9%; серпентина – на 5,8%; при этом максимальное уменьшение величины микротвердости на 20,4% наблюдается у «связывающей массы» кимберлита, выход продуктивного класса -5+0,5 мм в сливе мельницы, увеличился на 3,4%.

С целью интенсификации процесса выщелачивания ценных компонентов из сульфидных руд в работе также проведена оценка влияния подотвальных вод и продуктов их электролиза, на изменение влагоемкости медно-цинковой руды Учалинского ГОКа.

В процессе исследований медно-цинковая руда была обработана подотвальной водой (проба 1) и продуктом ее бездиафрагменной электрохимической обработки (проба 2).



1 – подотвальная вода; 2 - продукт электролиза подотвальной воды

Рисунок 3. - Экспериментальные зависимости давления водяного пара при десорбции (а) и адсорбции (б) из Cu-Zn руды

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Для исследуемых проб руды были сняты кривые десорбции и сорбции (рисунок 3), показавшие, что из медно-цинковой руды, обработанной продуктом бездиафрагменной обработки, за время равное 1100 секунд выделяется наибольшее количество молекул воды – давление водяного пара в измерительной кювете достигает максимальных значений и составляет около 2,6 мм рт.ст., тогда как при обработке медно-цинковой руды подотвальной водой – давление водяного пара в измерительной кювете составляет 0,5 мм рт.ст. (рисунок 3а).

В объем медно-цинковой руды, обработанной продуктом бездиафрагменной обработки, за время равное 500 секунд проникает наибольшее количество молекул воды – давление водяного пара в измерительной кювете достигает минимальных значений и составляет около 0.3 мм рт.ст.; при обработке медно-цинковой руды подотвальной водой – давление водяного пара в измерительной кювете составляет 0,5 мм рт. ст. (рисунок 3 б).

Таким образом, в результате проведенных экспериментов установлено, что электрохимически обработанная подотвальная вода с высокой концентрацией окислителей характеризуется как более интенсивным взаимодействием с рудой, так и ускорением обратной десорбции молекул воды (в 5,2 раз). Данный факт обеспечивает эффективное окисление поверхности и увеличение пористости руды, что приводит к интенсификации процесса выщелачивания ценных компонентов.

В результате проведенных исследований с применением метода диодно-лазерной спектроскопии впервые установлено, что электрохимическая обработка вод интенсифицирует процесс ее проникновения в такие геоматериалы как кимберлит и сульфидные медно-цинковые руды Учалинского ГОКа.

ЭЛЕКТРОННО–ЗОНДОВЫЙ МИКРОАНАЛИЗ МЕДНО-ЦИНКО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА РУБЦОВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ И ПРОДУКТОВ ЕГО ПЕРЕРАБОТКИ

В.А. Кочин, А.Б. Лебедь, С.С. Набойченко, Е.А. Васильев

e-mail: v.kochin@elem.ru, Россия, г. Верхняя Пышма

Исследовательский центр, ОАО «Уралэлектромедь»

В последнее время в общем объеме перерабатываемых руд по мере отработки легкообогатимых разновидностей возросла доля труднообогатимого сырья, характеризующегося скрытокристаллическим строением.

Ухудшение качества балансовых полиметаллических руд происходит как в направлении снижения количественного содержания металлов, так и увеличения доли руд с тонкой и эмульсионной вкрапленностью сульфидов меди, цинка, пирита друг в друге. Последние заключены в структуру минералов пустой породы с преобладанием в их составе широкой гаммы продуктов глубокого окисления и вторичного минералообразования сульфидов. При селективном обогащении таких руд велики потери цинка, свинца и меди с хвостами обогащения, и значителен переход цинка и свинца в медные концентраты.

Качество концентратов повышают стадийным измельчением в сочетании с последующей флотацией на каждой стадии разделения руды и первичных концентратов. При этом наряду с монометаллическими концентратами получают промежуточные коллективные продукты обогащения. Получение коллективных медно-цинко-свинцовых концентратов и промпродуктов обогащения повышает общее извлечение металлов из руды. Наиболее перспективными для переработки коллективных, сульфидных концентратов представляются гидрометаллургические технологии, как наиболее удовлетворяющие современным требованиям интенсивного, комплексного, автоматизированного и экологически выдержанного производства.

Разработана автоклавно-флотационная схема (рисунок 1) переработки коллективного медно-цинко-свинцового концентрата Рубцовской ОФ, состава, %: 12,9 Cu; 6,87 Zn; 9,29 Pb; 21,8 Fe, с выделением меди и свинца в отдельные продукты.

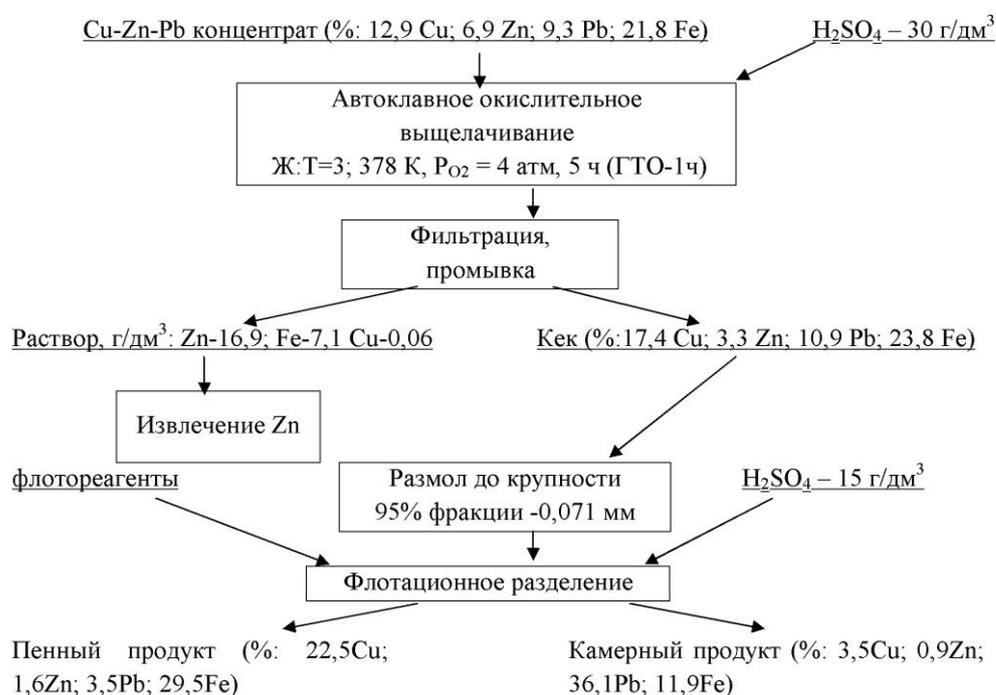


Рисунок 1 - Принципиальная схема переработки медно-цинко-свинцового концентрата Рубцовской ОФ

Для оптимизации разработанной технологии проведено более глубокое изучение химического и фазового составов минералов Cu-Pb-Zn концентрата и продуктов автоклавно-флотационной схемы, а так же их структуры с использованием электронно-зондовый микроанализ исходных концентратов и продуктов их переработки.

Исследование проводилось на растровом электронном микроскопе Jeol JSM 6490 LV в режиме обратнорассеянных электронов для получения ориентационного и химического контраста (композиционный контраст).

Микрорентгеноспектральный анализ проводился при помощи приставки к микроскопу Oxford Inca DryCool, с разрешением по энергии не хуже 130eV. На изо-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

бражение, полученное в результате отражения от поверхности изучаемого материала, пучка обратно рассеянных электронов, минералы, имеющие большую молекулярную массу более светлые.

Изучаемые материалы в виде порошка помещали на специальный токопроводящий двухсторонний скотч, устанавливали на подложку и помещали в камеру микроскопа.

Исследования Cu – Pb – Zn концентрата показали, что он состоит не только из частиц отдельных минералов, но и из конгломератов различного размера от 50 мкм (рисунок 2) до 600 мкм состоящих из разных минералов, что в очередной раз показывает мелкую вкрапленность минералов друг в друга, характерную для данного месторождения и концентрата.

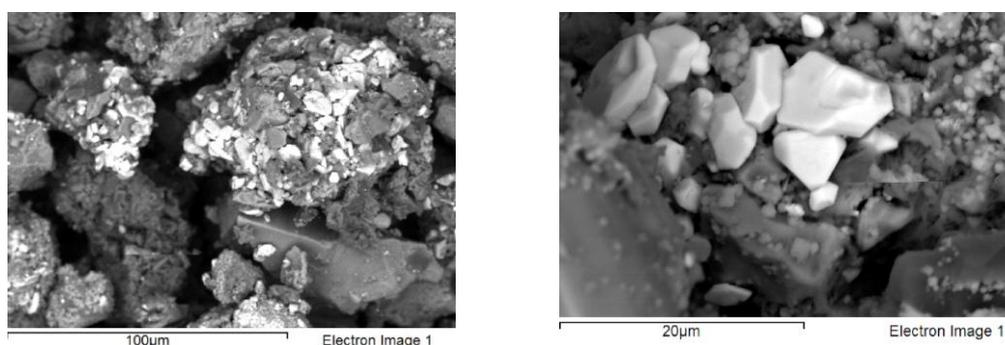


Рисунок 2 - Снимок Cu-Pb-Zn концентрата (слева), минералы свинца в концентрате (справа): галенит и англезит (светлые), халькопирит, пирит и сфалерит (темные)

В данном концентрате нам удалось идентифицировать следующие минералы: халькопирит (CuFeS_2), пирит (FeS_2), сульфат свинца – англезит (PbSO_4), галенит (PbS), сульфид цинка – сфалерит (ZnS). Минералы свинца: галенит и англезит на изображениях являются более светлыми минералами, так как являются более «тяжелыми». Более темные минералы это халькопирит, пирит и сфалерит.

Основа минерального состава таких концентратов - сульфиды цветных металлов и железа: халькопирит (CuFeS_2), пирит (FeS_2), пирротин ($\text{FeS}_{(1-x)}$), сфалерит (ZnS), галенит (PbS). При этом основной медьсодержащий минерал концентрата – халькопирит - относится к упорным к окислению сульфидам, а галенит, напротив, относительно легко окисляется. К легко окисляющимся сульфидам относится также и сфалерит.

Анализ кеков после автоклавного выщелачивания концентрата (рисунок 3) показал, что минералы цинка практически не встречаются, так как были выщелочены на стадии автоклавного выщелачивания.

Галенит так же не встречается, но появился новый минерал свинца – плюмбоярозит, на рисунке 3 (слева) частички плюмбоярозита самые светлые находятся в правой части рисунка и обведены кругами. На рисунке 3 (справа) в точке №1 кристаллы имеют следующий состав, %: 27,91 Pb; 13,15 Cu; 14,35 S; 23,95 Fe; 17,73 O; 1,55 Al; 1,37 Si. Более темные частицы сульфата свинца. Халькопирит остался практически без изменений.

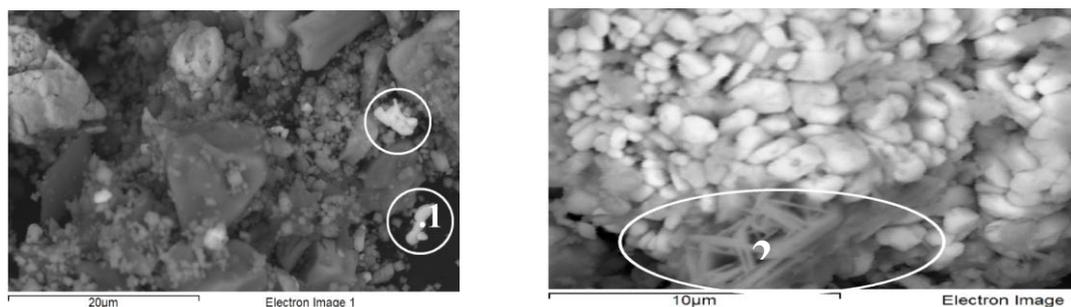


Рисунок 3 - Снимок кека после автоклавной обработки концентрата с образованиями плюмбоярозита (слева) и после стадии гидротермального осаждения меди (справа) с образованиями пучков игольчатых кристаллов ковеллина на минерале англезит

В кеке, после стадии гидротермального осаждения меди (ГТО), обнаружили вторичный минерал меди – ковеллин (CuS). Ковеллин в кеке образовал пучки игольчатых кристаллов. На рисунке 3 в точке №2 кристаллы имеют следующий состав, %: 53,53 Cu; 29,61 S; 4,82 Fe; 10,86 O; 0,69 Al; 0,46 Si. Кристаллы ковеллина в кеке расположены не повсеместно, в основном они расположены вблизи или на минералах свинца (англезит и плюмбоярозит) (см. рисунок 3 справа).

Кеки автоклавного выщелачивания анализировали на содержание в них сульфата свинца.

Установлено, что во всех экспериментах окисление галенита прошло практически на 100%. Вся медь, напротив, находится в кеках в составе сульфидов. Это и открыло путь к флотационному извлечению свинца из кеков автоклавного выщелачивания.

При исследовании продуктов флотации кека после автоклавного выщелачивания, подвергнутого стадии ГТО, в пенном продукте были обнаружены игольчатые кристаллы ковеллина (рисунок 4), расположенные на сульфате свинца, как и в предыдущем образце.

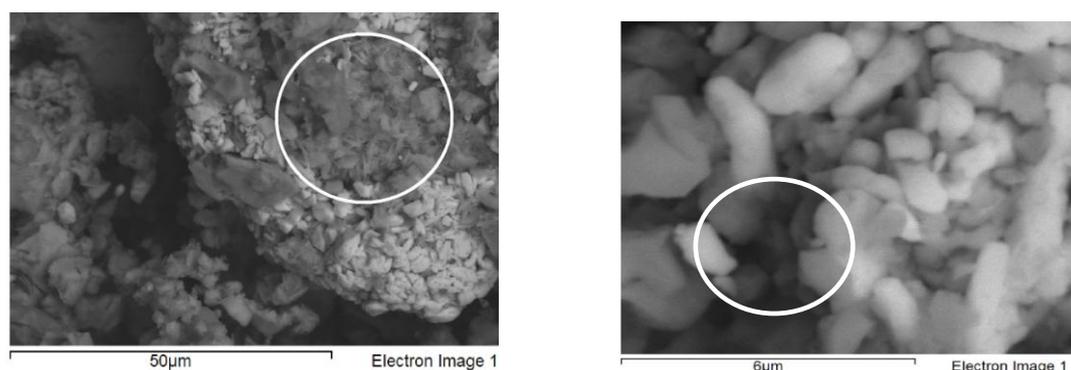


Рисунок 4 - Снимок пенного продукта (слева) с образованиями игольчатых кристаллов ковеллина (в центре) на сульфате свинца и камерного продукта (справа): частичка халькопирита покрытая сульфатом свинца

На рисунке показаны причины, вследствие которых затруднено разделение флотацией окисленных минералов свинца и сульфидов.

Из рисунка 4 (слева) установлено, что на частичке сульфата свинца образова-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

лись кристаллы ковеллина, которые блокируют поверхность сульфата и данная частичка флотируется как сульфид, переходя в пенный продукт.

Аналогичная ситуация и в камерном продукте. На рисунке 4 (справа) выявлено, что частичка халькопирита (более темная область обведена кругом) покрыта минералами сульфата свинца, который блокирует поверхность халькопирита и уносит его в камерный продукт.

Проведенные исследования по электронно-зондовому микроанализу позволили выявить недостатки выбранных режимов и выбрать направления для дальнейшей оптимизации автоклавно-флотационной схемы. Полученные результаты будут использованы для подготовки исходных данных на проведение опытно-промышленных испытаний.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ВЕРХНЕ-ОМОЛОНСКОГО РУДОПРОЯВЛЕНИЯ

В.Е. Жукова, Е.В. Зублюк, Ю.Н. Шувалова, Е.Г. Ожогина

e-mail: Vera_fram@mail.ru, Россия, г. Москва

Федеральное государственное унитарное предприятие
Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н. М. Федоровского (ФГУП ВИМС)

Верхне-Омолонское железорудное проявление расположено на левобережье нижнего течения р. Ольдьяни недалеко от места ее впадения в р. Омолон.

Административно район работ относится к Дальневосточному Федеральному Округу, Магаданской области, Северо-Эвенский район.

Рудное поле месторождения локализовано в пределах Ольдянского выступа среди метаморфических образований нижнепротерозойского батикского комплекса.

Рудоносные горизонты имеют мощность от первых десятков метров до 150-180 м и многопластовое строение, интенсивно дислоцированы.

На 50-70% они состоят из пластов железистых кварцитов мощностью до 5 м, переслаивающихся с безрудными породами.

Среди последних распространены преимущественно амфиболиты и мигматит-граниты, реже отмечаются кварц-мусковитовые, хлорит-мусковитовит-кварц-амфиболовые и двуслюдяные сланцы.

Магнетитовая руда Верхне-Омолонского рудопроявления представляет собой метасоматические породы полосчатой, реже массивной, прожилково-вкрапленной и пятнистой текстуры, насыщенные в различной степени магнетитом, содержание которого достигает 60%.

Структура руды неравномерnozернистая, аллотриоморфнозернистая.

Содержание Feобщ. в руде составляет 40%.

Главными порообразующими компонентами руды являются оксиды кремния (40,3%), магния (0,95%), алюминия (0,28%), связанные с силикатами, и оксид кальция (0,8%), связанный с карбонатом.

По составу руда малосернистая, малофосфористая (Собщ. <0,1%, P₂O₅- 0,21%).

Анализ соотношений главных шлакообразующих компонентов показывает, что руда по коэффициенту основности ($\text{CaO} + \text{MgO} / \text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$) является кислой (0.05).

Главным рудным минералом является магнетит.

Породообразующие минералы представлены в основном кварцем, амфиболом актинолитового ряда, хлоритом и тальком.

Вредные минеральные примеси - пирит и апатит - присутствуют в незначительном количестве.

Форма зерен магнетита аллотриоморфная, размер зерен и их агрегатов варьирует от 0,005 до 4 мм. Реже в руде магнетит присутствует в виде индивидуализированных идиоморфных зерен размером от 0,004 до 0,05 мм, в разной степени корродированных породообразующими минералами.

В крупных зернах магнетита нередко наблюдаются признаки мартитизации с пластинчатыми и неправильными очертаниями выделениями гематита.

На долю гематита в рудах приходится порядка 1-5%.

Некоторые зерна магнетита содержат большое количество включений породообразующих и акцессорных минералов, чаще всего кварца, хлорита, амфибола и апатита, неравномерно распределенных в минерале, мелкие зерна приобретают за счет этого «бубликообразный» вид, а также.

Микротвердость магнетита изменяется в незначительных пределах, от 490 до 550 кгс/мм².

Параметр элементарной ячейки магнетита равен $a = 8,415 (\pm 0,001) \text{ \AA}$. Повышенные значения параметра элементарной ячейки магнетита могут быть связаны в первую очередь с вхождением в его состав примеси марганца.

Из вышеизложенного следует:

Текстурно-структурные особенности руд, в частности наличие крупно- и средневкрапленных агрегатов магнетита, образующих полосовидные выделения, по видимому, будут являться благоприятными для обогащения руд механическими методами.

Минеральный состав руды также в целом благоприятен для их обогащения. Однако, значительное количество гематита, присутствующего практически всегда в тесной ассоциации с магнетитом (мартитизация), может оказать негативное влияние на раскрытие главного полезного минерала – магнетита, и потребует, вероятно, дополнительных технологических операций.

Неоднородность магнетита (многочисленные включения породообразующих фаз, характеризующиеся изрезанными границами) и кавернозность (обилие каверн разного размера и формы влияет на плотность и хрупкость магнетита, что будет способствовать концентрации магнетита в тонких классах при обогащении) может оказать негативное влияние на обогатимость руд.

Присутствие тонкозернистого пирита и апатита в руде в целом, вероятно, не скажется на обогащении.

Тем не менее, не исключено, что продукты обогащения будут содержать фосфор.

**КРИСТАЛЛОГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ И ТОНКАЯ СТРУКТУРА
ГРАНИЦ ЗЕРЕН В ГЕОМАТЕРИАЛАХ**

Т.Ю. Скакова

e-mail: tanya.skakova@mail.ru, Россия, г. Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный индустриальный университет» (ГОУ ВПО «МГИУ»)

подавляющее большинство геоматериалов являются поликристаллами, одно- и многофазными. Их технологические свойства в значительной степени зависят от размеров кристаллитов (зерен) и состояния их границ (тонкой структуры, наличия зернограницных сегрегаций, выделений) и других внутренних поверхностей раздела. Внутренние поверхности раздела, в том числе границы зерен, оказывают решающее влияние на подготовительные и основные разделительные процессы - дезинтеграцию, гравитацию, флотацию и выщелачивание.

Границы зерен представляют собой область сопряжения двух соседних зерен и рассматриваются обычно как двумерный дефект кристаллической структуры. Экспериментально установлено, что физическая ширина границы зерна составляет 2-3 межатомных расстояния, и только внутри этой переходной прослойки обнаруживаются нарушения правильного расположения атомов. Очевидно, что при изучении строения границ зерен должны учитываться как энергетические, так и геометрические параметры.

Теория строения материалов разделяет межзеренные границы на два класса: малоугловые с углом разориентировки $< 10^0$ и большеугловые с углом $> 10^0$. В то время как геометрия и свойства малоугловых границ хорошо описываются с помощью дислокационных моделей, подтвержденных экспериментально, о структуре большеугловых границ зерен в сложных минеральных поликомпонентных объектах на атомном уровне в настоящее время нет общепринятых представлений.

Современная технологическая минералогия изучает границы зерен самыми различными методами, в том числе с помощью просвечивающей электронной микроскопии, преимуществом которой является возможность прямого наблюдения микроструктуры границ зерен и одновременного использования микродифракции для количественного определения параметров границ зерен и проведения кристаллогеометрического анализа.

Сведения о строении границ зерен в природных и техногенных минералах и их композициях являются неполными и зачастую противоречивыми, что связано со сложностью и различным генезисом этих объектов, а также в известном отставании методических приемов изучения тонкой структуры границ зерен для выявления линейных и более сложных дефектов строения.

В Московском государственном индустриальном университете разработана методика электронномикроскопического определения параметров разориентировки зерен. Установлено, что в геоматериалах доля специальных разориентировок соответствует равновероятному распределению ориентировок зерен в нетекстурованном поликристалле (менее 10%).

Для эталонных природных минералов получены достоверные данные о струк-

туре произвольных границ: в отдельных случаях обнаружено их ступенчатое строение, приводящее к уменьшению зернограничной энергии, а также выявлены так называемые специальные границы с присущими им фасетками, специальными зернограничными дислокациями и т.п. Выявлена взаимосвязь характера фазовыделения с тонкой структурой границ. Плотность зернограничных выделений определяется энергией границы: чем больше объемная доля и количество ориентировок частиц выделяющейся на границе фазы, тем больше исходная энергия такой границы.

Проанализированы различные способы релаксации границ зерен в геоматериалах: формирование в структуре границ собственных и внесенных дефектов, приводящих к локализации упругих искажений на границах зерен (фасеток, ступенек, структурных и внесенных зернограничных дислокаций); образование на границах сегрегаций растворенных атомов и выделений.

При изучении структуры границ зерен в шлаках кислородно-конвертерного производства обнаружен особый тип произвольных границ зерен: несимметричные границы с регулярным террасообразным строением. Ступеньки на этих поверхностях удалось выявить по линейчатому контрасту на электрономикроскопических изображениях таких границ.

Сопоставление наблюдаемых особенностей строения границ зерен разных типов в различных геоматериалах – эталонных образцах, рудах и горнопромышленных отходах – показывает, что общие закономерности структуры границ зерен проявляются как в специальных, так и в произвольных границах зерен. Таким наиболее общим принципом формирования структуры границ зерен является фасетирование. Несмотря на увеличение общей поверхности границ зерен при фасетировании, оно ведет к уменьшению поверхностной энергии границ зерен за счет огранки зерен низкоэнергетическими плоскостями. С фасетированием границ зерен неразрывно связан важный принцип организации структуры границ зерен – локализация упругих искажений с последующим снятием максимальных напряжений вследствие сегрегации примеси или выделений частиц вновь образованной фазы.

ЛАЗЕРНАЯ ДЕФРАГМЕНТАЦИЯ УЛЬТРАДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Н.А. Леоненко

e-mail: leonenko@igd.khv.ru, Россия, г. Хабаровск

Учреждение российской академии наук

«Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН» (ИГД ДВО РАН)

Исследования, связанные с воздействием сверхмощных потоков энергии на минеральные среды, содержащие ценные компоненты, представляет определенный научный интерес, так как в конечном итоге такие исследования приводят к разработке новых технологических решений переработки и обогащения сложного многокомпонентного минерального сырья. Вся сложность извлечения благородных металлов из этих компонентов связана как с кристаллографической особенностью изоморфных минералов, вторичной минерализацией этого вида минерального сы-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

рья, так и со способами раскрытия сростков и минералов. На сегодняшний день вовлечь в переработку ценные компоненты, в том числе и благородные металлы, имеющие субмикронные размеры частиц, пластинчатую или игольчатую форму традиционными способами практически невозможно¹.

Известно, что лазерное излучение может обеспечить скорость локальных изменений температуры в веществе до 10^{10} К·с⁻¹ и градиенты температуры до 10^7 К·см⁻¹, что приводит к сильному взаимодействию тепловых, концентрационных, зарядовых и иных потоков. Такие параметры не могут быть достигнуты при других локальных способах энергетических воздействий². Вместе с тем, быстропротекающие процессы при взаимодействии лазерного излучения с веществом представляют собой открытую неравновесную систему, поведение которой возможно описывать с использованием принципов синергетики.

С целью проведения экспериментов по воздействию лазерного излучения на золотосодержащие дисперсные минеральные руды применены три источника инфракрасного лазерного излучения (ЛИ). "Скат 301" - импульсный твердотельный YAG:Nd³⁺ с частотой повторения импульсов до 100 Гц и длительностью светового импульса от 150 мкс до 1 мс; "Квант - 15" - импульсный твердотельный YAG:Nd³⁺ - с длительностью импульса от 10 мкс до 100 мс, с частотой повторения импульсов до 5 Гц с пиковой мощностью от нескольких МВт до 1.2 ГВт, а так же иттербиевая лазерная установка с волоконной системой передачи лазерного излучения ЛС-06. Мощность 600 Вт. Режим работы непрерывный, модуляция до 3 кГц. Спектральная ширина 10 нм. Длина волны $\lambda = 1070$ нм.

При лазерной обработке высокоглинистых образцов россыпных месторождений, содержащих субмикронное и коллоидно-ионное золото выявлена локальная упорядоченность частиц золота, показанная на рисунках 1-3.

На рисунке 2 представлены электронные изображения алюмосиликатных спеков с золотом, полученные после лазерного воздействия на данные объекты, с энергодисперсионной спектрограммой локальной области качественного и количественного химического анализа спека с золотом. Электронно-микроскопическое исследование образцов проведено на растровом электронном микроскопе "LEO EVO 40HV" (Карл Цейс, Германия), оснащенном энергодисперсионным анализатором "INCA-ENERGY".

Экспериментальными и теоретическими исследованиями подтверждается возможность укрупнения частиц благородных металлов при обработке лазерным излучением с учетом свойств золотосодержащих минералогических ультрадисперсных образцов.

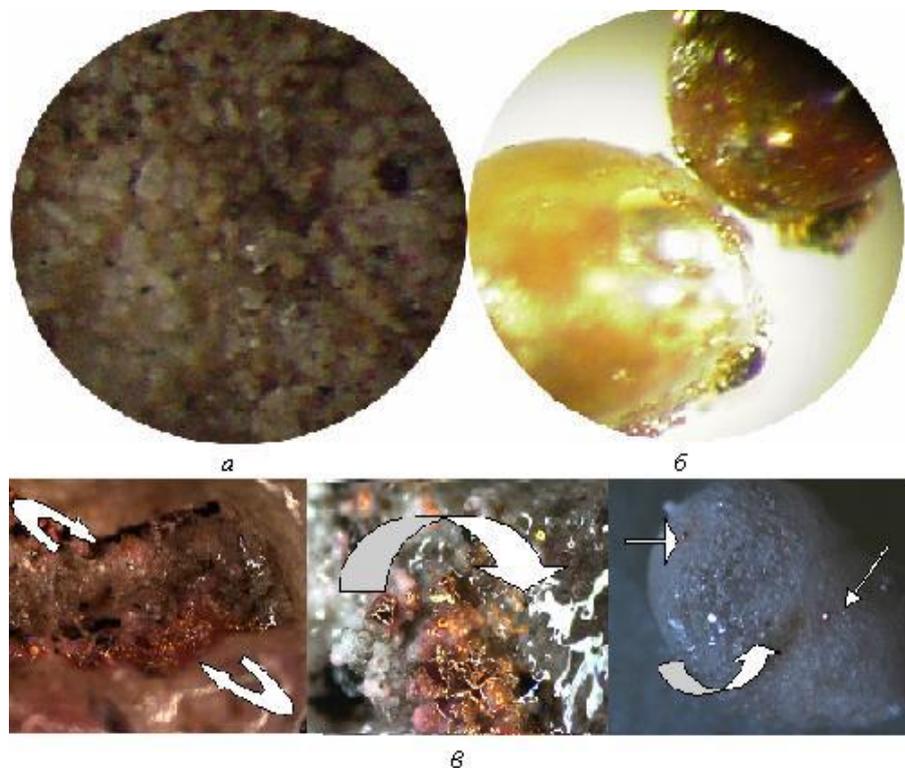
Эффективность лазерной агломерации субмикронного золота во многом зависит от температурного распределения в облучаемом образце, которое, в свою очередь, определяется параметрами лазерного излучения. Описание температурных полей, возникающих в минеральных средах под действием лазерного излучения, проведено с применением уравнения теплопроводности. Это уравнение формирует условия теплопередачи в твердых телах вследствие процессов теплопроводности.

Моделирование процессов, происходящих при возникновении температурного

¹ Чантурия В.А. и др., Горный журнал. 2005 г.

² Карлов Н.В., 1994 г.

поля в некоторой области, нагреваемой непрерывным тепловым источником q , рассмотрено с учетом ограничения случая одномерного распространения теплового потока в глубину образца.



а – исходный образец; *б* – образец, обработанный импульсным источником лазерного излучения; *в* – образцы после обработки непрерывным источником лазерного излучения

Рисунок 1 – Микроскопические изображения областей концентрирования золота на алюмосиликатных матрицах образцов с россыпных месторождений

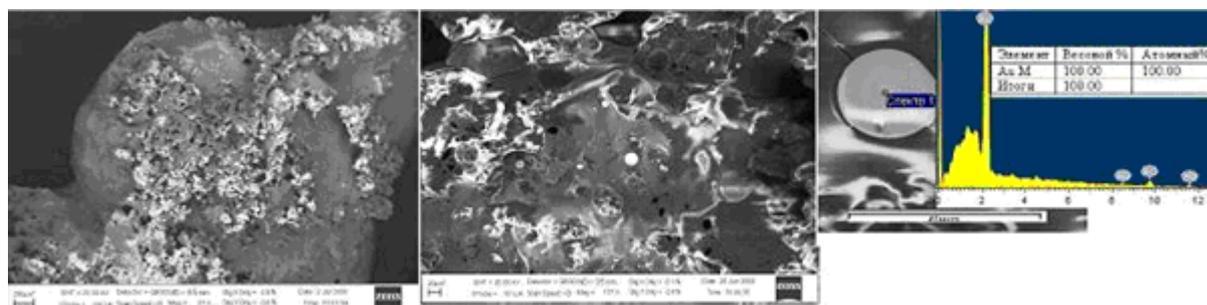
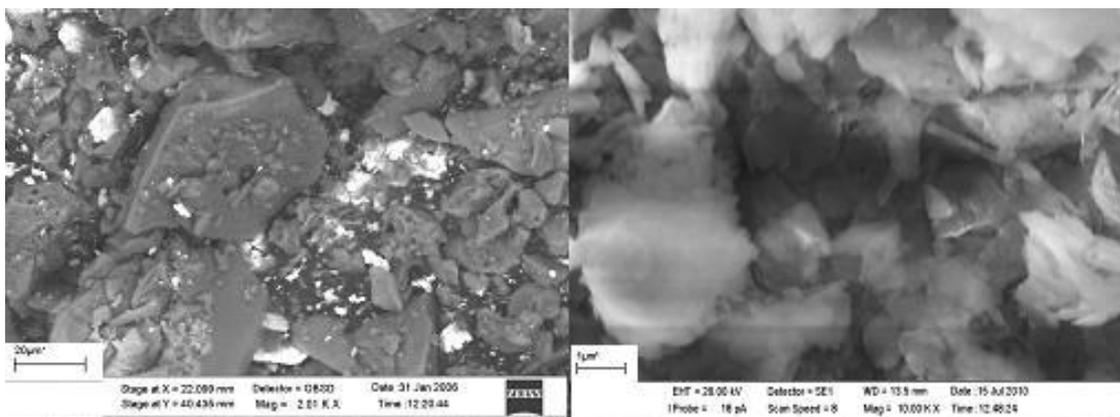
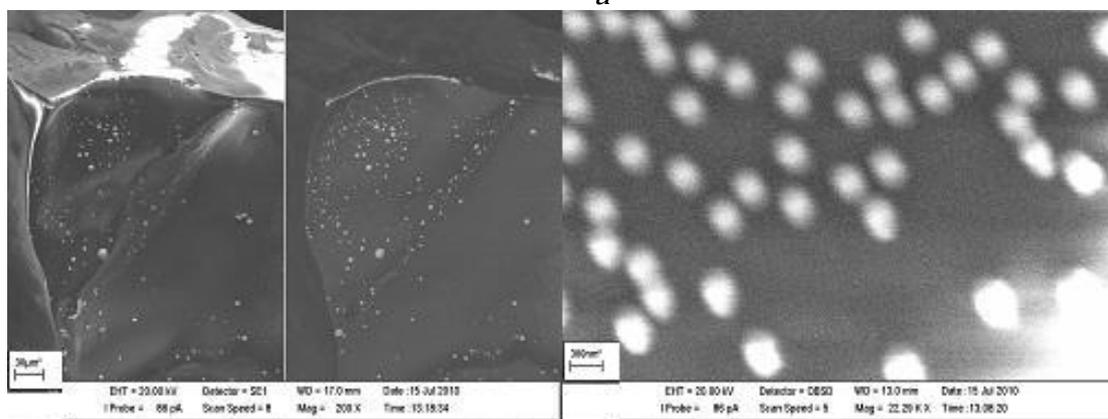


Рисунок 2 – электронные изображения алюмосиликатных спеков с золотом, после воздействия лазерного излучения

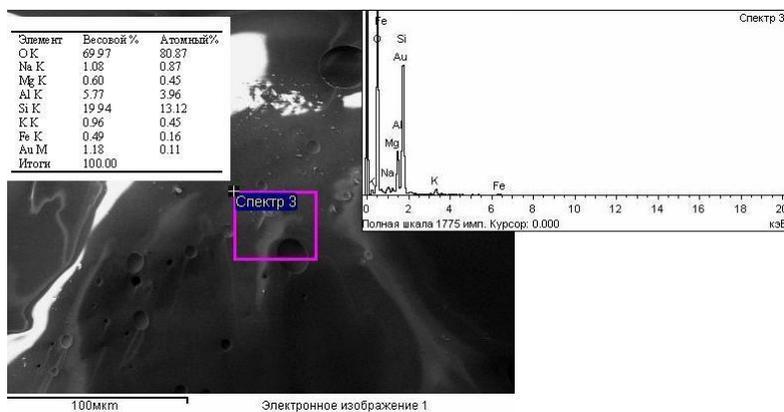
«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»



a



б



в

a – увеличение 200[×] и 22000[×] – светлополюсные сферические образования соответствуют агрегированному золоту размером 300 нм; *б* – отмечена область энергодисперсионного анализа, спектрограмма подтверждает наличие Au

Рисунок 3 – *a* - исходные модельные образцы высокоглинистых песков с коллоидно-ионным золотом до лазерной обработки; *б* - электронные растровые изображения высокоглинистых золотосодержащих минеральных образцов после лазерной обработки

Такое упрощение возможно, если радиус пятна нагрева R существенно больше толщины зоны лазерного воздействия*, что соответствовало условиям экспериментов. При этом уравнение теплопроводности имеет вид:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{1}{\rho c} q(x, t)$$

где: $q(x, t)$ - плотность поглощенного светового потока; $a = \lambda / c\rho$ - коэффициент температуропроводности; λ - коэффициент теплопроводности; c - удельная теплоемкость; ρ - плотность облучаемого материала.

В качестве начального условия для уравнения теплопроводности принято, что до начала процесса облучения температура во всех точках среды одинакова и равна температуре окружающей среды T_0 т.е.: $T(x, t)|_{t=0} = T_0 = \text{const}$. С начала и в течение всего процесса обработки на поверхности материала функционирует тепловой источник круглой формы радиуса R с удельной мощностью q - граничное условие уравнения теплопроводности, причем мощность, подводимая источником, полностью расходуется на нагрев тела:

$$\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \Big|_{x=0} = q.$$

Решение нестационарного уравнения теплопроводности в одномерном случае с заданными начальными и граничными условиями будет иметь вид:

$$T(x, t) = \frac{q}{c\rho\lambda} \left[1 + 2 \sum_{n=1}^{\infty} \cos\left(\frac{n\pi x}{l}\right) \exp\left(-\frac{n^2\pi^2}{l^2} at\right) \right].$$

На основании полученного распределения температурного поля по глубине образца можно определить оптимальные режимы лазерного воздействия на исходные минеральные соединения и подобрать параметры лазерного излучения (длительность воздействия, энергия в импульсе, диаметр пучка, фокусное расстояние, время воздействия) для получения частиц золота максимального размера, что облегчает их последующее извлечение.

Пространственная самоорганизация коллоидно-ионного золота подтверждается сканограммой, полученной на атомно-силовом микроскопе. Сканирование проведено полуконтактным способом, на рисунке 2 представлено изображение фазового контраста алюмосиликатного спека с коллоидно-ионным золотом после лазерной обработки.

Наблюдаемые при лазерном воздействии изменения формы, структуры и состава исходного золотосодержащего дисперсного минерального сырья позволяют получить относительно крупные частицы чистого золота, пригодные для извлечения обычными гравитационными спосо-

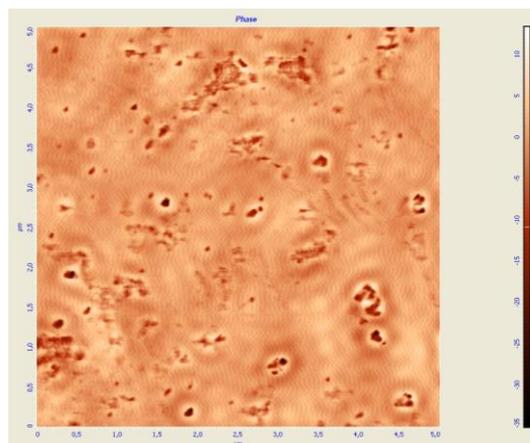


Рисунок 4 – Изображение фазового контраста алюмосиликатного спека с коллоидно-ионным золотом после лазерной обработки, площадь сканирования 5x5 мкм

* Веселовский В.Б., Губин А.И. Математическое моделирование лазерного термического упрочнения без плавления поверхности // Металлургическая теплотехника. - Днепропетровск. 2008.

бами.

Проведенные исследования позволяют сделать вывод о возникновении локальной упорядоченности в изначально неупорядоченной системе, представленной "неизвлекаемым" золотом в алюмосиликатном образце россыпного месторождения. Такая упорядоченность является основным признаком самоорганизации и дает возможность для создания новых технологических решений, что отражено в положительном решении на заявку № 2010113683/02 (019275) от 07.04.2010 г.

БЛАГОРОДНЫЕ МЕТАЛЛЫ В УГЛЕРОДИСТЫХ СЛАНЦАХ НА ДАЛЬНЕМ ВОСТОКЕ РОССИИ

Т.Н. Александрова

e-mail: alexandrova@igd.khv.ru, Россия, г.Хабаровск

Учреждение Российской академии наук Институт горного дела
Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН)

В последние годы были открыты комплексные благороднометалльные (БМ) месторождения в углеродсодержащих толщах, которые рассматривают как новый перспективный источник золота, платины и других полезных элементов. В настоящее время у исследователей и среди геологов-практиков наблюдается повышенный интерес к благороднометалльной минерализации углеродистых сланцев. Их перспективность в качестве источника золота и платиноидов определяется широкой распространенностью во многих регионах мира, многочисленными аналитическими данными о высоких содержаниях в них благородных металлов, а также примерами связи с ними крупных месторождений золото-платиновых руд. В то же время отмечаются крайняя нестабильность результатов анализов содержаний благородных металлов (от очень значительных до практически нулевых в зависимости от применяемых методов) и неэффективность технологий извлечения тонкодисперсных благородных металлов из упорных углеродистых руд. Среди углеродистых осадочных пород выделяются так называемые «черные сланцы», к которым относятся терригенные породы, объединенные повышенным содержанием углеродистого вещества углистой, битумной или графитовой субстанции. На Дальнем Востоке обстановки отложения черных сланцев изучены достаточно хорошо, все они приурочены к границам континент-океан. В черносланцевых толщах открыты крупные месторождения золота (Сухой Лог, Наталка и др.), которому здесь практически всегда сопутствуют металлы платиновой группы. Присутствие платиноидов – типоморфная особенность этих месторождений, существенно увеличивающая их практическую значимость и рентабельность освоения. Вместе с тем степень изученности платиноидного оруденения в черных сланцах низка. Нет единого мнения о его генезисе, фрагментарны данные о формах нахождения благородных металлов в этих породах, нет сертифицированных методов определения их концентраций. Все это сдерживает работы по поиску комплексного благороднометалльного оруденения в черных сланцах и оценке его потенциала. На основании исследований, совместно с ИТИГ ДВО РАН (Бердников Н.В., Черепанов А.А), в графитсодержащих сланцах су-

тырской и кимканской толщ на востоке Буреинского массива (Дальний Восток России) установлены две формы минерализации. Первая представлена относительно крупными (сотые-десятые доли миллиметра) выделениями золота. Форма золотин чешуйчатая, пластинчатая, лепешковидная, комковатая, иногда окатанная. Цвет желтый, красновато- и зеленовато-желтый, на поверхности золотин встречаются графитовые и лимонитовые корочки. По данным энергодисперсионного микроанализа в качестве главной примеси в составе золотин присутствует серебро (2-19 вес.%). Обнаружены также единичные уплощенные серебристо-белые зерна платины в виде поликсена (9-12 вес.% железа) размером 0,3-0,5 мм.

Выполнены минералого-технологические исследования двух проб углеродистых сланцев из сутырской толщи (100 кг) и кимканской (70 кг). По исследованиям первой пробы получены гравитационные и флотационные концентраты, но полное определение выхода и извлечения не получено. Содержание в исходной пробе в пересчете на исходную массу составило по золоту 0,624 г/т, платине 0,44 мг/т. Более полные исследования выполнены на пробе сланцев кимканской толщи. Отсадку материала крупностью -2+0мм осуществляли в диафрагмовой машине «Омск» при следующих параметрах работы: частота хода – 75; амплитуда колебаний – 70, расход транспортной воды -1,2 м³/час. Продукты обогащения подвергали минералогическому анализу, а подрешетный продукт (-0,1мм) – дополнительному концентрированию на столе с просмотром головок и концентратов под биноклем. На 2 стадии хвосты отсадки и 1+2 верхние слои камерного надрешетного продукта после доизмельчения (-1,0 +0,0) поступали на 3 стадию обогащения с доводкой подрешетного продукта на концентрационном столе. Хвосты отсадки и 1+2 верхние слои камерного надрешетного продукта доизмельчались (-0,5 +0,0) и концентрировались на центробежном концентраторе Knelson (KN) с доводкой концентратов и хвостов центробежной концентрации на столе. На 4 стадии обогащения хвосты KN и хвосты гравитационного стола обесшламливались в гидроциклоне, пески гидроциклона дополнительно концентрировали, а хвосты подвергаются флотации. Шламы гидроциклона флотировались отдельно. В подрешетный продукт (ПР) извлекается 42,47% золота и 5,25% платины. В надрешетный (НР) - 57,52% золота и 94,75% платины.

Таким образом, балансовыми расчетами установлено исходное содержание благородных металлов в графитизированных кимканских сланцах: Au - 0,55 г/т; Pt - 0,49 г/т. Прямое определение из навесок исходной руды: Au - 0,08 г/т (ААС); Pt - 0,006 г/т (химико-спектральный V категории точности «Дальгеофизика»). Гравитационными методами извлекается 79,4% золота (20,6% доизвлекается флотацией) и 11,9% платины (88,1% доизвлекается только флотацией, связано преимущественно с графитом или находится в ультрадисперсном состоянии). Результаты электронно-микроскопического и микронзондового исследования продуктов обогащения подтверждают наличие благородных металлов в продуктах обогащения.

Вторую форму минерализации образуют микровключения, состав которых может быть описан формулой (Au, Ag, PGE)_aX_b, где a и b варьируют в широких пределах, а X - разнообразные примеси. Методом растровой электронной микроскопии с энергодисперсионным рентгеноспектральным микроанализом (РЭМ-РСМА) нами обнаружены и изучены следующие основные микроформы выделения благородных металлов: тонкодисперсная, пластинки и проволоочки, кристаллическая и субкри-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

сталлическая [акад. Ханчук А.И. и др.]. Первые три характерны для золота и платины, кристаллы – для платины и осмистого иридия, субкристаллы – для соединений платины с палладием.

Обогащенные золотом (43-90,4) включения представлены комковатыми, частично диспергированными агрегатами. В «высокопробных» (90,4) включениях в качестве примеси отмечен углерод (9,6), в «низкопробных» (43-45,2) – ртуть (до 3,12), медь (1,6-2,1), алюминий (до 2), кислород (5,5-5,7) и углерод (42-50). Тонкодисперсные (<100 нм) выделения платины образуют агрегаты, в состав которых кроме Pt (16,6–28,5) входят Ag (до 6,6), Cu (27,6–36,8), Ni (4,0–4,9), Ti (до 3,3), Si (9,5–10,3), O (18,2–24,0) и C (2,1–4,0). Пластинки, зачастую агломерированные по 3-5 шт., состоят из Pt (57,1–84,2), Cu (до 1), O (4,6–6,2) и C (10,9–36,6). Наиболее богаты платиной проволоочки (91,6–92,9), в их составе диагностируется устойчивая примесь Au (3,9–5,2) и C (3,2).

Нередко платина образует полые (футляровидные) и цельные кубические кристаллы. Первые обычно единичны, в их составе зафиксированы Pt (58,8–82,3), Fe (до 1,3), Ti (до 6,9), Ca (до 2), Si (до 2), O (5,5–17,2) и C (7,5–25). Цельные кристаллы платины, как правило, образуют слоевидные агрегаты («щетки») и состоят из Pt (66,6–75,7), Fe (до 2), O (8,7–17,3) и C (13,7–15,8). Изучение большого количества микровключений показало, что содержание в них платины колеблется от единиц до десятков атомных процентов. При этом их формы изменяются от аморфных и тонкодисперсных до пластинчатых и кристаллических, что сопровождается «очищением» их состава от примесных компонентов (углерода, кислорода, других химических элементов). Вероятно, аморфные и тонкодисперсные микровключения представляют собой начальный этап коалесценции рассеянной минерализации, а пластинчатые и кристаллические формы являются переходными к относительно крупным высокопробным самородным выделениям. Свойства изученных форм благороднометалльной минерализации обуславливают специфичность подходов к поиску и оценке связанного с ними оруденения, а также к извлечению полезных компонентов из руд.

Наши исследования показали, что для обнаружения и переработки руд, в которых преобладает самородная минерализация, могут быть успешно использованы методы гравитационного и флотационного обогащения. Минерализация, связанная с микровключениями, может быть обнаружена с помощью электронной микроскопии и рентгеновского микроанализа. Учитывая исключительную устойчивость микровключений к химическому разложению, оценку потенциала этого типа минерализации целесообразно вести с помощью неразрушающих физических методов анализа.

Промышленно рентабельных методов выделения его носителей (обогащения) в настоящее время не существует. Рассеянная атомарно-молекулярная минерализация может быть обнаружена и оценена только с использованием высокоэффективных методов анализа, которые еще предстоит разработать и аттестовать.

Можно предположить, что изученные черные сланцы являются носителем нового комплексного благороднометалльного оруденения, в настоящее время недостаточно изученного и не вовлеченного в промышленное освоение.

Принципиальная новизна этого типа руд заключается в том, что в нем содер-

жится значительное количество благородных металлов в виде соединений с кислородом, углеродом и другими элементами и, возможно, входящих в состав графита на наноуровне. Этим он отличается от сходных и хорошо изученных черносланцевых месторождений, содержащих углерод в виде органических соединений и благородные металлы в самородной форме в ассоциации с сульфидами и кварцем.

Приведенные результаты исследований показывают наличие в углеродистых породах Буреинского массива крупнообъемного промышленного золотого оруденения с попутной платиноидной минерализацией.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗЛОТОСЕРЕБРЯНОЙ РУДЫ АВЛЯЯКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

М.А. Гурман

e-mail: mgurman@yandex.ru, Россия, г. Хабаровск,
Учреждение Российской Академии Наук Институт горного дела
Дальневосточное отделение РАН (УРАН ИГД ДВО РАН)

Авляяканское золоторудное месторождение относится к золото кварцевому типу золотосеребряной рудной формации. Месторождение приурочено к северной краевой части сложно построенной Авляякан - Киранканской структуры, сложенной здесь дацитами нижнемеловой магейской свиты и андезитами верхнемеловой мотаринской свиты. Непосредственно на площади месторождения покровные разновидности этих пород сопровождаются многочисленными субвулканическими и жерловыми образованиями и дайками среднего состава.

Проведены лабораторные исследования технологической пробы золотосеребряной руды Авляяканского месторождения.

Породы представляют собой продукт преобразования андезитов и представлены полевошпат-кварцевыми разностями, в составе которых кварц составляет 42-43%, полевые шпаты - 14-15%, серицит - 15-20%, хлорит - 10-12%.

Рудные минералы присутствуют в виде редкой, рассеянной вкрапленности в незначительном количестве, не превышающем 1-3%.

Основные рудные минералы представлены пиритом окисленным, халькопиритом, халькозином, лимонитом, магнетитом, акантитом.

В руде присутствуют ильменит, касситерит, арсенопирит, вольфрамит, шеелит, апатит, лейкоксен, мартит.

В единичных знаках отмечается электрум, галенит, англезит, серебро, гидрослюда, минералы марганца, гранат, эпидот, пироксен, амфиболы.

Основным промышленно ценным компонентом руды является золото, которое находится в свободном виде, в тонких сростках с кварцем, и образует тонкие включения в пороодообразующих минералах, реже - в акантите.

Частицы золота имеют размер 0,5-0,1 мм, преимущественно, менее 0,2 мм. Формы золотинок самые разнообразные: комковидная, удлинённая, таблитчатая, октаэдрическая. Размер включений золота в кварце составляет менее 0,04 мм, в акантите - 0,001-0,002 мм и менее. По составу золото, преимущественно, низкопробное,

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

проба – 475.

Серебро представлено в свободном состоянии, в сростках с кварцем и в виде серебросодержащих минералов. Мелкие неправильной формы зерна серебра имеют размеры 0,003 - 0,05мм. Отмечены единичные выделения серебра в рыхлых продуктах окисления. Основным серебросодержащим минералом в руде является акантит (моноклинная полиморфная модификация аргентита), образует тонкую вкрапленность в кварце и породообразующих минералах. Наблюдаемые мелкозернистые агрегаты акантита серовато-белого цвета с легким голубовато-зеленоватым оттенком в отраженном свете имеют размер 0,005-0,01мм.

Массовая доля золота в пробе составляет 24,18 г/т, серебра -73 г/т, что позволяет рассматривать серебро как попутный компонент. Данные о технологических свойствах золота и серебра в руде нового месторождения были получены в результате проведения рационального анализа. Навески руды, измельченные до крупности 0,1мм, подвергали анализу. При таком измельчении 98,34% золота переходит в цианистый раствор. Остающееся в кеках цианирования золото заключено в минералах, растворимых в соляной кислоте, а также в сульфидах и кварце. Доля цианируемого серебра составляет 79,47%. Упорное к извлечению цианированием серебро ассоциировано с гидроокислами железа, заключено в сульфиды и кварц.

Технологические исследования проводились по двум направлениям: цианирование руды с предварительным гравитационным обогащением и прямое цианирование. Поскольку основная масса золота и серебра представлена свободными зернами и открытыми сростками с кварцем и породообразующими минералами для концентрации ценных компонентов применялись методы гравитационного обогащения. Реализация данного метода проводилась по технологии стадийной отсадки с доводкой продуктов на центробежном концентраторе и концентрационном столе. Для максимально полного извлечения золота в гравитационный концентрат, начальная крупность материала по схеме составляла – 2 мм, вторая стадия обогащения проводилась после дробления до крупности 1 мм; третья после доизмельчения до 0,5мм, четвертая - при крупности материала 0,2 мм.

Содержание золота в объединенном гравитационном концентрате составило 610,28 г/т. Ситовый состав золота представлен зернами размером 1 - 0,04 мм, причем более 70% - это золотины крупностью менее 0,2 мм, около 10% выделенного золота представлено сростками с кварцем. Выход гравитационного концентрата составил 2,97%, извлечение золота - 74,96%, серебра – 29,86%. В связи с наличием в руде большого количества золота и серебра в сростках (55% и 50%, соответственно, по рациональному анализу) получение «отвальных» по золоту (серебру) хвостов гравитационными методами не представлялось возможным. Общие потери золота с хвостами гравитации составляют 6,24 г/т. Технологические показатели гравитационного обогащения материала пробы руды Авляяканского месторождения приведены в таблице 1.

Промпродукты и хвосты гравитационного обогащения с содержанием золота 16г/т и 5,8г/т, соответственно, подвергали цианированию в следующих условиях: крупность материала - 0,2мм; рН среды-10,5-11; NaCN - 1г/л; отношение Т:Ж=1:1,5.

Полученные результаты свидетельствуют о высокой эффективности цианирования промпродуктов (94,52% золота переходит в раствор), поскольку в них кон-

**Международное совещание «Плаксинские чтения – 2011»,
г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г.**

центрируется наиболее тонкое свободное золото и обогащенные сростки. При цианировании хвостов гравитации операционное извлечение золота в раствор составляет 72,41%.

Таблица 1 - Технологические показатели гравитационного обогащения пробы руды Авляканского месторождения

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, г/т		Распределение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Концентрат 1	0,27	891,26	не опр.	9,95	не опр.
Концентрат 2	0,24	1077,32	не опр.	10,69	не опр.
Концентрат 3	1,19	394,52	не опр.	19,42	не опр.
Концентрат 4	0,68	644,08	не опр.	18,11	не опр.
Контрольный концентрат	0,59	688,33	не опр.	16,79	не опр.
Объединенный гравит. концентрат	2,97	610,28	733,93	74,96	29,86
Промпродукты	4,42	16,00	85,65	2,92	5,19
Хвосты гравитации	92,61	5,80	51,20	22,12	64,95
Итого	100,00	24,18	73,00	100,00	100,00

Таким образом, в результате цианирования промпродуктов и хвостов гравитационного обогащения общее извлечение золота в растворы составило 18,78%. Результаты цианирования продуктов гравитации приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты цианирования продуктов гравитации

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, г/т		Распределение, %			
				от операции		от исходного	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Промпродукт гравитации							
Au-содержащий р-р				94,52	75,15	2,76	3,90
Хвосты цианирования	100	0,88	21,28	5,48	24,85	0,16	1,29
Итого	100	16,00	85,65	100,00	100,00	2,92	5,19
Хвосты гравитационного обогащения							
Au-содержащий р-р				72,41	48,78	16,02	31,68
Хвосты цианирования	100	1,60	14,13	27,59	51,22	6,10	33,27
Итого	100	5,80	51,20	100,00	100,00	22,12	64,95

Полученные данные свидетельствуют о возможности переработки руды по комбинированной схеме цианирования с предварительным гравитационным обогащением при крупности измельчения 0,2 мм. Общее извлечение золота в раствор составляет 93,74% при остаточном содержании в кеках цианирования 1,56 г/т.

Эксперименты по прямому цианированию золота из исходной руды свидетельствуют о высокой эффективности процесса, извлечение золота в раствор достигает 97,85%, при остаточном содержании 0,52 г/т. Попутное извлечение серебра в растворы составило 78,29%, что вполне объяснимо, исходя из особенностей цианирования серебра.

Данные, полученные при прямом цианировании золота и серебра из исходной

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

руды, хорошо согласуются с результатами рационального анализа. В кеках остается золото и серебро упорное к цианированию.

В таблице 3 представлены технологические показатели переработки руды Авляканского месторождения по цианированию руды с предварительным гравитационным обогащением и прямому цианированию.

Таблица 3 - Технологические показатели переработки руды Авляканского месторождения по цианированию с предварительным гравитационным обогащением и прямому цианированию

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, г/т		Распределение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Гравитационное обогащение-цианирование хвостов гравитации (-0,2мм)					
Гравитационный конц-т	2,97	610,28	733,93	74,96	29,86
Промпродукт + хвосты гравитации					
Au содержащий раствор				18,78	35,58
Всего к-т + раствор				93,74	65,44
Хвосты цианирования	97,03	1,56	26,00	6,26	34,56
Итого	100,00	24,18	73,00	100,00	100,00
Прямое цианирование исходной руды (-0,1мм)					
Au содержащий раствор				97,85	78,29
Хвосты цианирования	100,00	0,52	15,85	2,15	21,71
Итого	100,00	24,18	73,00	100,00	100,00

Таким образом, в результате выполненных исследований установлена возможность переработки руды по двум направлениям: цианирование руды с предварительным гравитационным обогащением и прямое цианирование. Схема прямого цианирования руды признана более эффективной.

В настоящее время на Авляканском месторождении начаты работы по его освоению.

МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ КАК ОСНОВА ДЛЯ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ

Д.С. Потапов, С.С. Потапов

e-mail: spot@ilmeny.ac.ru, Россия, г. Миасс

Учреждение российской академии наук

«Институт минералогии» Уральского отделения РАН (УРАН ИМ УрО РАН)

Выполнено изучение металлургических шлаков с двух заводов Южного Урала: Челябинского электрометаллургического (ЧЭМК) и Саткинского чугуноплавильного завода (СЧПЗ), занимающихся производством ферросплавов.

Шлаки Челябинского электрометаллургического комбината по типу производства разделяются на шлаки от выплавки феррохрома и на шлаки от выплавки сили-

комарганца. Главными оксидами шлаков от производства *феррохрома* являются SiO₂, MgO, Al₂O₃ (таблица 1).

Таблица 1 - Данные силикатного анализа изученных шлаков

Окислы	ЧЭМК-1 шлак производства феррохрома	ЧЭМК-3 шлак производства силико- марганца	ЧЭМК-6 шлак производства феррохрома	САТ-05-04 шлак производства фер- ромарганца	САТ-19-05 шлак производства фер- ромарганца
SiO ₂	41,44	45,18	41,60	33,74	33,68
TiO ₂	0,20	0,29	0,12	0,24	0,24
Al ₂ O ₃	13,06	14,29	13,21	5,92	7,86
Fe ₂ O ₃	0,15	0,05	<0,05	0,05	0,16
FeO	0,69	0,49	0,37	0,14	<0,10
MnO	0,08	13,51	0,10	7,73	6,17
MgO	29,90	1,44	27,40	9,60	9,65
CaO	2,57	17,44	2,95	41,48	38,78
Na ₂ O	0,15	0,90	0,08	<0,01	<0,01
K ₂ O	0,24	2,89	0,16	0,02	0,01
H ₂ O	<0,10	<0,10	<0,10	<0,10	<0,10
P ₂ O ₅	0,11	0,09	0,14	0,15	0,08
Cr ₂ O ₃	1,93	0,02	2,49	0,02	0,02
SO ₃	<0,10	0,93	0,19	1,10	1,44
H/O	10,90	-	9,84	-	-
ппп	0,26	1,16	0,30	0,92	1,34
сумма	101,42	97,52	98,95	100,19	98,08

Примечание: Анализы выполнены в лаборатории минералогии техногенеза и геоэкологии ИМин УрО РАН. Аналитик Мельнова Ю.Ф.

Дополнительные сведения: в сумму входят содержание оксида хрома, общая сера, нерастворимый осадок (H/O). П.П.П. со знаком «+» в сумму не входит.

Макроскопически эти шлаки серого цвета, встречаются также синего и индигово-синего. Обычно, на свежих сколах шлаков наблюдаются игольчатые пересекающиеся кристаллы, реже встречаются шлаки с мелкими изометричными зернами. Поверхность их покрыта мелкими ограненными кристаллами розового и зеленого цветов.

Все изученные шлаки производства феррохрома характеризуются наличием стекловатой матрицы в среднем составляющей около 40% и одинаковым минеральным составом с незначительными вариациями процентного содержания: оливина – 30%, шпинели – 15%, пироксена – 10, монтичеллита – 4%, рудного минерала – 1%.

Преобладающим минералом в этих шлаках является оливин. В шлифах шлаков наблюдается два типа выделений оливина по форме кристаллов: призматическая и игольчатая. Призматические кристаллы оливина встречаются в виде характерных для этого минерала изометричных форм с хорошей огранкой с размерами зерен до 0,2 мм. Игольчатые разновидности представлены скелетными и дендритными кристал-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

лами. Для них характерны игольчатые, перистые кристаллы длиной от 0,1 до 10-20 мм при ширине 0,01-0,01 мм. Реже встречаются футляровидные кристаллы. В иммерсионном препарате показатели преломления оливина следующие: $n_g = 1.670$ (1.669); $n_r = 1.641$ (1.636). Двупреломление $n_g - n_r = 0.029$ (0.033) (для сравнения в скобках приведены эталонные показатели форстерита).

Так же типичным минералом шлаков производства феррохрома является шпинель. В шлифах она окрашена в розовый цвет, встречается в виде скелетных кристаллов, имеет характерные изометричные формы треугольников, прямоугольников, ромбов размерами от менее 0,1 до 0,2 мм. В скрещенных николях шпинель изотропна. В иммерсионном препарате показатель преломления равен 1.720 (1.714) (для сравнения в скобках приведен эталонный показатель преломления шпинели).

Наряду с главными минералами в шлаках производства феррохрома встречаются незначительные содержания монтичеллита, клиноэнстатита и рудного минерала. Монтичеллит чаще всего образует тоненькие размерами от 0,01 до 0,02 мм иголки белого цвета, которые располагаются относительно друг друга под разными углами, часто пересекаясь между собой, а так же формируют радиально-лучистые агрегаты.

Менее распространены дендритовидные выделения монтичеллита бурого цвета, так же пересекающиеся между собой. Пироксен (клиноэнстатит) встречается не во всех шлифах. Он представлен бесцветными зернами с отчетливо проявленной спайностью в двух направлениях.

Помимо обычных кристаллов клиноэнстатит представлен скелетными кристаллами, а в частности наблюдаются интересные образования со структурой песочных часов.

Стекло имеет коричневый цвет, с различными оттенками и характеризуется кристаллитовой структурой, представленной метельчатыми, игольчатыми, дендритовыми выделениями.

Главными оксидами *шлаков производства силикомарганца* являются SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , MgO (см. таблицу 1).

В зависимости от скорости остывания расплава шлаки от производства силикомарганца различаются на: стекловатые (высокая скорость остывания); кристаллические (медленная скорость остывания).

1) Стекловатые шлаки макроскопически зеленого цвета, стекло частично раскристаллизовано, в нем наблюдаются сферолитовые выделения. По данным рентгенофазового анализа сферолиты были диагностированы как бустамит.

В шлифе в основной массе стекла так же наблюдаются многочисленные сферолитовые выделения размерами от 0,01 мм до 0,05 мм с радиально лучистым строением, которые сложены игольчатыми выделениями бустамита, окрашенного в бурые тона. Так же встречаются округлые обособления размерами 1-5 мм, которые характеризуются концентрически зональным строением:

1) центральная часть – представлена розетковидными, метельчатыми сращениями бустамита, с размерами отдельных зерен от 0,01 мм до 0,1 мм, расположенных относительно друг друга беспорядочно и образующих своеобразную войлочную структуру. В центральной части зерна бесцветны, иногда бледно окрашены в зеленоватые тона;

2) краевая часть – сложена волокнистыми срастаниями того же бустамита, окрашенного в бурые цвета. Помимо всего часто наблюдаются зерна рудного минерала.

Кристаллические шлаки имеют цвета от фисташково-зеленого, до темно-зеленого. Встречаются шлаки, которые сложены неплотным агрегатом крупных кристаллов, а некоторые шлаки сложены зернистой массой и имеет среднезернистую структуру. На просвет кристаллы бесцветные, прозрачные. Под бинокулярным микроскопом четко видно, что эти кристаллы имеют облик дитетрагональных призм. При помощи данных рентгенфазового анализа удалось выяснилось, что этот минерал относится к группе мелилита и является акерманитом.

Микроскопически эти шлаки почти полностью раскристаллизованы, содержание стекла в них меньше 5%. Остальные 95% приходятся на: акерманит – 70%; и монтичеллит – 25%. То, что шлак почти полностью раскристаллизован говорит о медленном остывании и постепенной кристаллизации из высокотемпературного жидкого расплава.

Акерманит в шлифе представлен крупными, размером до 1-1,5 мм идиоморфными полигональными зернами, нередко скелетными, белого цвета. Наряду с кристаллическим образованиями акерманита в шлифе в виде отдельных линзовидных слоек и участков неправильной формы образуются микролиты звездчатой формы и охристые выделения, которые представлены монтичеллитом. Он имеет густо синеватый цвет (возможно содержит примесь железа).

Шлаки Саткинского чугуноплавильного завода являются побочными продуктами производства *ферромарганца*. Главными оксидами этих шлаков являются SiO_2 , CaO , MgO , MnO , Al_2O_3 (см. таблицу 1).

Макроскопически почти все шлаки окрашены в различные оттенки зеленовато-серого цвета; встречаются шлаки черного цвета. Эти шлаки в разной степени пористые. По внешнему виду они делятся на массивные; шлаки, сложенные крупными скелетными кристаллами; а так же мелкими скелетными срастаниями.

Все изученные шлаки производства ферромарганца характеризуются наличием стекловатой матрицы в среднем составляющей около 30%, остальные 70% представлены: мелелитом – 35%, оливином – 12%, ромбическим пироксеном – 10%, моноклинным пироксеном – 10%, монтичеллитом – 3%.

Главным минералом этих шлаков является мелилит. По данным микрозондового анализа основная масса шлаков это твердый раствор, состоящий из молекул геленита и акерманита, реже встречаются зерна чистого акерманита.

В шлифах твердый раствор геленита с акерманитом выглядит в форме крупных скелетных кристаллов, а так же в форме ксеноморфных сформированных кристаллов с отчетливо проявленной спайностью.

Чистый акерманит же представлен игольчатыми выделениями по толщине достигающие размеров до 0,5 мм, а в длину до 10 мм., для него так же характерна спайность. Оливин в шлифах представлен типичными для металлургических шлаков игольчатыми разностями, а так же зернами изометричных форм с хорошей огранкой.

Наименее часто встречающимися являются пироксены, как ромбические, так и моноклинные, монтичеллит и рудные минералы.

Стекло имеет темно-бурый, коричневый цвет, порой до почти черного. В нем редко наблюдаются кристаллитовые выделения. В стекловатой матрице по данным микрозондового анализа, наряду с перечисленными окислами мелилита и форсте-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

рита встречается незначительно количество щелочей, марганца, титана, цинка, железа, бария, олова. На спектрах комбинационного рассеяния с использованием ИК излучения 1064 нм в образцах стекол СМЗ производства ферромарганца и ЧЭМК производства силикомарганца характерно наличие полос -870, -837, -868 см⁻¹ это можно объяснить анти-Стоксовой люминесценцией Yb³⁺.

Наличие других РЗЭ в количествах порядка г/т в исследуемых образцах, где зафиксированы интенсивные полосы в Стоксовой области спектра порядка 2550-2900 см⁻¹, характерное для ионов эрбия, не исключается. А так как в последние годы люминесценция РЗЭ широко используется при создании лазерных материалов, в частности, ионы иттербия применяются для генерации лазерного излучения в ближнем инфракрасном диапазоне, с длиной волны излучения 1,06-1,07 мкм, то можно задуматься о возможности практического извлечения иттербия из металлургических шлаков.

Обобщая результаты, отметим, что для шлаков ферросплавного производства характерны следующие минералы: оливин, моноклинный и ромбический пироксены, монтичеллит, мелилит, шпинель, рудные минералы.

Структуры: стекловатые, шлаковые, шлаковидные со структурой основной массы микролитовой, кристаллитовой, вариолитовой, структуры спинифекс. Для частично раскристаллизованных шлаков характерны структуры, приближенные к полнокристаллическим, средне-крупно зернистые, порфировидные.

Текстуры: брекчиевые и брекчиевидные, пористые, миндалекаменные, флюидальные (следы течения). Проведенный силикатный анализ металлургических шлаков показал, что наряду с главными оксидами в них содержатся значительные количества (вес %) других оксидов, таких как P₂O₅, Cr₂O₃, MnO, ZnO, BaO, SnO₂.

Таким образом, полученные детальные результаты минералогическо-геохимических исследований металлургических шлаков могут лечь в основу технологий переработки их на строительное сырье, вторичного передела с целью комплексного извлечения полезных металлических компонентов, в том числе, возможно, и редкоземельных элементов.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

П.В. Маляров

e-mail: amigo@stavropol.net, Россия, г.Ставрополь
ООО «Ресурс»

Очевидно, что эффективность классификации по крупности продуктов измельчения минерального сырья оказывает значительное влияние на энергоёмкость показателей измельчения и на извлечение полезного компонента из рудной массы. Идеальными, следует считать такие условия разделения материала по крупности, при которых из всех технологических точек полностью извлекаются готовые к обогащению классы, а более крупные классы распределяются по стадиям дезинтеграции из условия рациональности распределения энергии измельчения между ними.

В настоящее время на обогатительных предприятиях России и стран СНГ при измельчении минерального сырья в большинстве случаев в качестве оборудования основной технологии применяются барабанные мельницы. Наиболее широкое распространение получили шаровые мельницы. Вместе с тем, на ряде предприятий используются стержневые мельницы.

Во второй половине 20-го столетия в практике дезинтеграции минерального сырья использовались мельницы самоизмельчения AG и мельницы полусамоизмельчения (SAG) с догрузкой шаров от 10 до 20% рабочего объема мельниц.

Применение мельниц AG и SAG в измельчительных отделениях было направлено на уменьшение количества стадий предварительного дробления вплоть до исключения среднего и мелкого дробления из дробильных отделений. Вместе с тем практика эксплуатации мельниц большой единичной мощности типа AG и SAG показала, что в ряде случаев для их удовлетворительной эксплуатации требуется дополнительное предварительное дробление и додрабливание в конусных дробилках наиболее крупных классов из разгрузки этих мельниц. Кроме этого отмечено, что с увеличением габаритов мельниц снижается надежность приводов и повышается удельная стоимость их изготовления. Вместе с тем внедрение в практику предприятий мельниц AG и SAG в ряде случаев приводит к усложнению узлов разделения по крупности продуктов переработки минерального сырья в различных точках технологической схемы.

Все указанное выше, а также высокие удельные затраты на получение готового продукта ставят под сомнение перспективы дальнейшего развития процессов дезинтеграции в этом направлении.

Вопросам кинетики процессов дезинтеграции и связи затрачиваемой при этом энергии с образуемой поверхностью посвящено ряд исследований.

Основоположниками теории зависимости энергии разрушения от размеров куска следует считать Австрийского инженера Петер фон Риттингера, который считал, что «увеличение обнаженной поверхности прямо пропорционально силе требуемой для дробления».

В соответствии с гипотезой Риттингера энергия затрачивается преимущественно на деформацию сдвига, при которой главную роль играют касательные напряжения т.е. энергия разрушения пропорциональна квадрату среднего диаметра куска¹:

$$\Delta V = k \cdot S \cdot D \quad (1)$$

Согласно гипотезам Кирпичёва и Кика главенствующую роль в процессе разрушения играют нормальные напряжения. При этом работе разрушения соответствует известное уравнение (2):

$$\Delta V = k \cdot S \cdot D^2 \quad (2)$$

где ΔV – приращение объёма куска.

Согласно гипотезе Ф. Бонда, которая получила наиболее широкое распространение, работа разрушения куска линейного размера D пропорциональна $D^{2.5}$, т.е. является промежуточным значением между гипотезами П. Риттингера и Ф. Кика:

$$\Delta V = k \cdot S \cdot D^{2.5} \quad (3)$$

¹ Вайсберг Л.А., Зарогатский Л.П., Туркин В.Я., 2004.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В практике отечественных и зарубежных обогатительных предприятий раскрытие минеральных зерен происходит в основном в непрерывных процессах мокрого измельчения в барабанных шаровых мельницах.

Характеристики измельчаемости руд в них являются многофакторными зависимостями и определяются не только крепостью и крупностью питания, но и зависят от таких показателей как трещиноватость, пористость, хрупкость, склонность к ошламованию, наличие внутренних напряжений, гигроскопичность и т.д.

За рубежом до настоящего времени применяется методика Ф. Бонда, основанная на определении измельчаемости материала по «индексу чистой работы» W_i , равному расходу электроэнергии на измельчение 907 кг (1 кор. т.) исследуемого материала в шаровой мельнице сливного типа диаметром 2440 мм до крупности 80% класса – 0,100 мм (примерно 67% класса – 0,074 мм) и определяемому в лабораторных мельницах периодического действия 305 × 305 мм.

По гранулометрическому составу готовых продуктов и исходных проб графическим способом определяется 80%-ная крупность продуктов и рассчитывается «индекс чистой работы»², который для шарового измельчения определяют по эмпирическому уравнению:

$$W_{иш} = 44,5/a^{0,23}q_n^{0,820}10(1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F}), \quad (4)$$

где $W_{иш}$ – «индекс чистой работы», равный расходу электро-энергии шаровой мельницы сливного типа диаметром 2440 мм при мокром измельчении 1 кор.т. (907 кг) материала от бесконечной крупности до 80% класса – 0,100 мм, кВт·ч/кор.т.; a – размер ячейки сита, на котором проводилось выделение готового продукта, мкм; q_n – количество вновь образованного продукта «минус a » за один оборот барабана, г/об.; F и P – 80% - ная крупность исходного и готового продуктов, мкм. Общепринятая методика Бонда сыграла большую роль при выборе измельчительного оборудования для обогатительных предприятий. Однако, применение методики Бонда для расчета мельниц самоизмельчения (AG) и полусамоизмельчения (SAG) дает неприемлемые погрешности.

Д. Старкей³ для проектирования циклов измельчения с использованием мельниц полусамоизмельчения представил методику, где общую энергию измельчения в мельницах ПСИ представил в виде $W_{общ} = W_{пси} + W_{ш}$, где $W_{пси}$ - энергия полусамоизмельчения рассматривается как энергия измельчения до промежуточного класса 1,7 мм (Т80) 10 мм.

Для лабораторных испытаний по определению индекса полусамоизмельчения им была предложена лабораторная мельница диаметром 305 мм (1 фут) и длиной 12 мм (4 дюйма).

Данные оценочных испытаний, выполненных Старкеем, на многих предприятиях позволили преобразовать «минуты в энергию», необходимую для размола руды до любого определенного размера, используя эмпирически полученные уравнения:

$$W = a(sp^i/p^{0.5})^b$$

² Аккерман Ю.Э., Букаты Г.Б., Кщевальтер Б.В., 1982.

³ Starkey, J.H., 2003.

где a и b - постоянные величины, определяемые опытным путем, R - размер сита, через которое проходит 80% продукта.

Значительный резерв в повышении эффективности рудоподготовки наряду с основными процессами играют и вспомогательные операции разделения материалов по крупности в различных точках технологической схемы.

Работающие в постоянном технологически-уравновешенном режиме схемы измельчения, как правило используют классифицирующее оборудование низкой эффективности, при котором происходит переизмельчение мелких классов.

Нами установлено, что в ряде случаев в практике двухстадиального измельчения имеет место неравномерное распределение нагрузки между последовательными стадиями.

Для определения затрат энергии предложена⁴ методика определения энергетических затрат с учетом всех классов крупности.

В ряде случаев оказалось, что мельницы второй стадии оказались недогруженными измельчаемым материалом, при этом энергозатраты на образование новой поверхности оказались в разы выше. Причиной этого явилось, с одной стороны, не учет энергии измельчения на образование всех классов крупности с использованием существующих расчетов, с другой стороны - несовершенство классифицирующего оборудования.

Использование барабанных классифицирующих устройств в стадиях измельчения предполагает исключение из схем измельчения спиральных классификаторов.

Однако, в ряде случаев при использовании барабанных классифицирующих устройств спиральные классификаторы в схемах измельчения выполняют функции транспортирующего устройства.

Очевидно, что для транспортирования циркулирующей нагрузки наиболее эффективным было бы использование установок гидротранспорта с песковыми насосами требуемой производительности.

Основным тормозом на пути замены спиральных классификаторов устройствами гидротранспорта является наличие металлического скрапа в циркулирующей нагрузке.

Исследования, выполненные нами на ОФ Урупского ГОКа и НОФ ОАО «ЗФ «Норникель», показали, что размеры металлического скрапа варьируются в широких пределах, как по форме, так и по размерам, а его количество составляет 8% -10% от циркулирующей нагрузки, причем сама циркулирующая нагрузка составляет 150-200% от производительности по исходному питанию.

Очевидно, что такое количество и качество металлических включений не позволяет использовать песковые насосы при транспортировании циркулирующей нагрузки.

Для равномерного распределения энергии измельчения между последовательными стадиями измельчения и одновременного удаления из циркулирующей нагрузки металлических включений нами была разработана конструкция барабанного классифицирующего устройства с магнитным улавливателем.

В качестве аналога магнитного улавливателя нами была принята конструкция

⁴ Маляров П.В., Солдатов Г.М., Кайтмазов Н.Г. и др. 2008.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

американской фирмы Сетко, применяемая, в том числе, на мельницах полусамоизмелчения.

Схема классифицирующего устройства представляет собой магнитный улавливатель, закрепленный на разгрузочной горловине мельницы и однодечный барабанный классификатор с разгрузочным устройством.

Вывод из мельницы мелкого металлического скрапа позволит не только обеспечить транспортирование циркулирующей нагрузки устройствами гидротранспорта, но и повысить производительность мельницы. Повышение производительности мельницы может быть обеспечено за счет замены мелких металлических включений в шаровой загрузке полноразмерными шарами.

Предполагается промышленные испытания провести на мельницах I стадии измельчения МШР 3200*3100.

Вместе с тем очевидным является факт низкой эффективности классификации не только в спиральных классификаторах, но и во всех типах гидроциклонов.

При классификации продуктов измельчения барабанных мельниц часть готового к обогащению продукта всегда попадает вместе с циркулирующей нагрузкой в мельницу, что приводит к образованию необогатимых и труднообогатимых шламов.

Основными задачами при совершенствовании процессов рудоподготовки является создание классифицирующих устройств высокой эффективности на базе существующих и принципиально новых схем классификации⁵ с применением эффекта инжектирования при выделении необходимых классов крупности.

ПУТИ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ДРОБЛЕНИЯ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ УРАНА И ВАНАДИЯ

*Ю.А.Мартьянов, В.А.Козлов, А.М. Алимжанова,
А.С. Татаринов*, Н.Н. Швецов*, А.П. Денисенко*, М.П. Зацепина**

Республика Казахстан, г. Алматы,
Республиканское Государственное Предприятие «Национальный центр
по комплексной переработке минерального сырья
Республики Казахстан» (РГП НЦ КПМС РК)

*Россия, г. Москва, ОАО «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии» (ОАО ВНИИХТ, Госкорпорация Росатом)

Модернизация металлургической отрасли начинается с горнодобывающей промышленности и в первую очередь со снижения энергозатрат по рудоподготовке. Выбор оптимального оборудования по рудоподготовке важен не только с точки зрения экономии энергозатрат при эксплуатации перерабатывающих предприятий, но и с позиции создания схемы, обеспечивающей наименьшие капитальные затраты на строительство рудоперерабатывающего комплекса.

Значительную роль при создании схемы рудоподготовки играют не только

⁵ Маляров П.В., Миронова С.Н., Брагинцев В.А., 2011.

дробильно-размольные аппараты, но и аппараты для классификации руд по крупности на различных стадиях рудоподготовки. Здесь использование современных тенденций в рудоподготовке не самоцель, а попытка существенно упростить схемы и сделать их более компактными. Современные тенденции в построении схем рудоподготовки — использование мельниц полу-самоизмельчения с выделением и додробливанием «трудного» класса в специальных дробилках, применение на различных стадиях измельчающих валков высокого давления. Таким образом должен быть соблюден основной принцип измельчения – «не дробить ничего лишнего».

Законы дробления и измельчения:

Первый закон дробления (закон Кирпичева- Кика)

Энергия при дроблении (W) прямопропорциональна степени сокращения от первоначального одинакового размера руды (D_0)

$$D_1/D_2=W_2/W_1$$

Дробилка мелкого дробления КМД – 2200 при потребляемой мощности 220 квт пропускает 220 т/ч руды при исходной крупности 50 мм, конечной 25 мм. Расход электроэнергии на 1 т исходной руды при степени сокращения 1 составит 220 квт.ч/220 т/ч *1 = 1 квт.ч/т

При степени сокращения 2 конечной крупности 12,5 мм производительность уменьшится вдвое до 110 т/ч. Удельный расход электроэнергии при этом возрастёт вдвое до 2 квт.ч/т.

Второй закон дробления (измельчения) - (Закон Риттенгера).

Затраченная энергия при измельчении пропорциональна вновь образованной поверхности. Так как поверхность измельчённой руды определяется количеством мелкого класса (в частности процентом класса минус 74 мкм в измельчённом продукте), то в отечественной практике принято оценивать работу измельчительного оборудования по приращению этого класса на 1м³ объёма мельницы.

Следует отметить, что первый закон дробления неразрывно связан со вторым, так как увеличение зернистого мелкого класса при дроблении неразрывно связано с движением тонкого класса минус 74 мкм и отношение затраченной энергии к поверхности не имеет физического смысла.

Третий закон дробления – измельчения (закон Ф.Бонда).

Затраченная энергия при разрушении горной породы пропорциональна количеству вновь образованного класса крупности, соответствующего 80% его содержания в исследуемой пробе.

Таким образом, при отнесении затраченной энергии к единице веса пробы получаем следующие зависимости затраченной энергии (W) от крупности (D). По первому закону $W=kD^0$; по второму - $W=kD^1$; по третьему - $W=kD^{0.5}$.

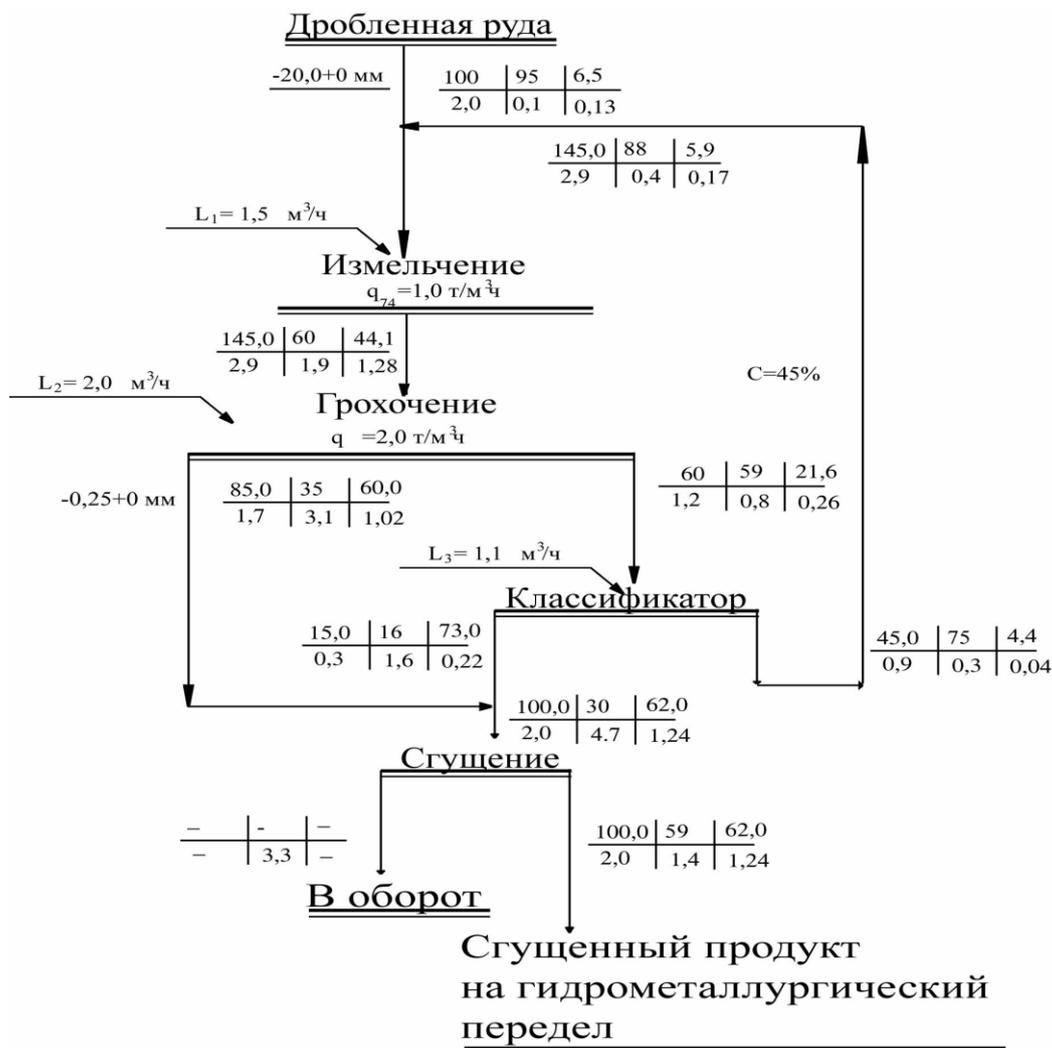
Следует отметить, что гранулометрический состав руды в мельнице соответствует уравнению $Y_i=(D_i/D_{исх.})^2$. Выход класса размером 0,8 от исходного ($D_{исх.}$) соответствует с небольшой разницей 50-60% от веса общей руды. Поэтому третья теория является средней двух первых.

Были проведены исследования по измельчению в стержневой мельнице размером 2,7*4,4 м на повышенном числе оборотов (80% от критического) и измельчения Жезказганской карьерной руды в стержневой мельнице 3,2*4,5 м при обычном числе оборотов (55% от критического).

На основе представленных данных удельная производительность мельницы

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

по готовому классу на Балхашской фабрике 1,4 т/м³час на Жезказганской 1,0 т/м³час, т.е. меньше в 0,4 раза.



Выход, %	% тв.	Содержание класса -0,074 мм, %
Производительность, т/ч	Вода, м ³ /час	Количество класса -0,074 мм, т/ч

Общий расход воды	4,6 м ³ /ч (100%)
в том числе :	
- свежей	1,3 м ³ /ч (28%)
- оборотной	3,3 м ³ /ч (72%)

Рисунок - Технологическая схема измельчения черносланцевых руд месторождения Баласаускандык

Есть возможность сравнить удельную производительность полусекции Балхашской фабрики при работе на мягкой Коунрадской руде, твердой Саякской (коэффициент измельчаемости последней по отношению к эталонной Жезказганской 0,8) разница составляет всего 40%, т.е. в два раза меньше, чем в предыдущем случае.

Это показывает эффективность работы стержневых мельниц на повышенном числе оборотов.

Традиционные источники богатых месторождений РТМ и РЗЭ заканчиваются и на повестку дня встает вопрос переработки бедных упорных, ультрадисперсных руд, к которым относятся черные сланцы.

По некоторым оценкам, на процессы рудоподготовки приходится до 10% мировых энергетических затрат.

Сравнительный анализ многочисленных подходов к технологии извлечения урана, ванадия, молибдена и РЗЭ из черносланцевых руд м. Баласаускандык показал, что энергозатраты на рудоподготовку составляют около 55 – 60%.

На основании вышеприведенного анализа всех аппаратов рудоподготовительного цикла в технологическую цепочку переработки черных сланцев можно рекомендовать следующую схему (рисунок), которая позволит существенно снизить капитальные и энергетические затраты до 30%.

ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ АЛЮМИНИЕВЫХ РУД, НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ*

А.В. Вахрушев

г. Сыктывкар, Россия

Учреждение российской академии наук «Институт геологии»
Коми научного центра Уральского отделения (УРАН ИГ КОМИ НЦ УрО РАН)

Алюминий на сегодняшний день – один из самых востребованных металлов. Основным сырьем для его производства во всем мире являются бокситы.

Для получения чистого алюминия из бокситов необходимо пройти несколько этапов. Основные из них - это получение глинозема и последующий электролиз раствора глинозема в расплавленном криолите.

Получение глинозема может осуществляться различными способами в зависимости от качества бокситов.

Чаще всего используют метод Байера (для бокситов высокого качества), но применяются так же и другие, например метод спекания и его комбинации с методом Байера, а так же комбинированные гидрощелочные методы. Недостатки этих методов – необходимость привлечения дополнительных химических реактивов, в том числе экологически не безопасных.

Все этапы производства алюминия – многостадийные и достаточно сложные операции. Вопросам улучшения классических технологий переработки и обогащения бокситов посвящено большое количество работ, большинство специалистов по переработке бокситов признают, что будущее не за способом Байера¹.

Следует обратить внимание на принципиально новые технологии переработки

* Работа выполнена при поддержке программы Президиума РАН 09-П-5-1006

¹ Иванов А. И., Кириченко Р. И., Кожевников Г. Н., Полещук А. А., Бокситы – комплексное сырье. Запорожье, Типография «Лана-Друк», 2005, 220 с.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

бокситов, к которым относится разрабатываемый в Институте геологии Коми НЦ УрО РАН способ лазерной обработки бокситов.

Проведенные исследования показывают, что после обработки поверхности маложелезистых Средне-Тиманских бокситов появляется новая фаза. Ее наличие подтверждается как оптически, так и дифрактометрически. Интересно, что в содержание титана в ней повышается в 10 раз.

В качестве образцов использовались маложелезистые высокоглиноземистые бокситы Вежаю-Ворыквинского месторождения. Из породы изготовлялись пластинки размером 1x1x0,3 см и помещались в кювету, изготовленную из материала слабо поглощающего лазерное излучение.

Облучение велось в импульсном режиме.

До обработки образец представлял собой породу с преобладанием бёмита. Фаза имеет металлический блеск и морфологию, характерную для образовавшихся из расплава металлов.

СОРБЦИЯ ИОНОВ ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ РУДНЫМИ МИНЕРАЛАМИ ЖЕЛЕЗОМАНГАНЦЕВЫХ ОБРАЗОВАНИЙ ОКЕАНА

Г.В.Новиков

e-mail: gvnovikov@yandex.ru, Россия, г. Москва

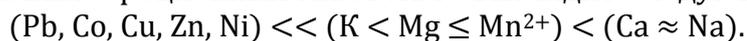
Учреждение Российской академии наук

Институт океанологии им. П.П. Ширшова РАН (ИОРАН)

Многолетние систематические экспериментальные исследования сорбционных свойств различных генетических типов ЖМО из разных районов Мирового океана позволили нам обобщить полученные данные и создать их сорбционную типизацию, основанную, прежде всего, на преобладающих в них рудных Mn- и Fe-минералах (ассоциациях минералов), а также по частоте встречаемости их в ЖМО. Выделено восемь сорбционных типов ЖМО, из которых пять марганцевых и три железистых. К первым относятся вернадитовый, бузеритовый, бузерит-бернессит-асболановый, бернесситовый и тодорокитовый. Кроме того, тодорокит-асболановая (часто вместе с бернесситом) ассоциация, слагающая в основном приядерную зону ЖМК мощностью не более 10 мм, отнесена нами условно к сорбционному подтипу. К железисто-сорбционным типам ЖМО относятся гетитовый, ферригидритовый и гематитовый. Среди всех установленных сорбционных типов ЖМО первостепенное, с практической точки зрения, значение имеют вернадитовый и бузерит-бернессит-асболановый типы, что связано с огромными запасами конкреций и корок в Мировом океане. Бузеритовый тип сорбента имеет, скорее всего, второстепенное значение, поскольку встречен только в диагенетических конкрециях Гватемальской и Перуанской (в меньшем количестве) котловинах Тихого океана.

Взаимодействие рудных минералов конкреций и корок с растворами солей цветных и редких металлов приводит к значительному изменению их химического состава. Для всех сорбционных типов ЖМО установлен единый *состав обменного комплекса*, состоящий из основных и второстепенных катионов металлов. К первым

относятся главные катионы океанской воды – Na^+ , K^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+} , а также Mn^{2+} (в случае Mn-минералов), суммарная доля которых в обменной емкости минералов составляет ~ 98 %, ко вторым – катионы Ni^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Pb^{2+} , Co^{2+} . Наибольшей реакционной способностью независимо от сорбционного типа ЖМО и поглощаемого катиона металла обладают катионы Na^+ и Ca^{2+} , наименьшей – Co^{2+} и Pb^{2+} . Максимальное вытеснение в раствор катионов Mg^{2+} наблюдается при сорбции катионов Mn^{2+} , Cu^{2+} , Pb^{2+} и Co^{2+} . В обобщенном виде ряд возрастания реакционной способности катионов металлов разных сорбционных типов ЖМО выглядит следующим образом:



Обменная емкость Mn-сорбционных типов ЖМО значительно превосходит емкость Fe-типов. Емкость ЖМО (мг-экв/г) по катионам цветных металлов в зависимости от минерального состава возрастает в следующем порядке:

гематит < ферригидрит < гетит < тодорокит < тодорокит, асболан-бузерит, бернессит <

0.01-0.28 0.11-0.74 0.44-0.98 0.45-1.22 0.33-1.54 (по Mn^{2+} - 2.45)

< бузерит-I, бернессит, асболан-бузерит < Fe-вернадит, Mn-ферроксигит < бузерит-I

1.24-2.74 0.86-3.45 (по Mo^{6+} до 6.15) 1.47-3.57

(бернессит) < бернессит (вернадит),

1.06-4.26

то есть она возрастает от минералов с хорошо упорядоченной координационной (гематит) или туннельной (тодорокит) структурами к минералам, как правило, с плохо упорядоченной слоистой структурой (вернадит, бузерит-I). Кроме того, установлено, что после практически полного (92-97%) растворения Fe-минералов из диагенетических конкреций (ЖМК_д) и значительного (65-70 %) из седиментационных конкреций и корок (ЖМК_с и КМК, соответственно) емкость Mn-минералов становится больше по сравнению с емкостью природных Mn-минералов. Следовательно, Mn-минералы являются основной доминантой в сорбционном комплексе ЖМО.

Вернадитовый, бузерит-бернессит-асболановый и бузеритовый сорбционные типы ЖМО дифференцированно поглощают ионы редких металлов - Li, Cs, Ag, Y, Cr, W, La. Данные типы максимально сорбируют катионы Ag^+ , Y^{3+} и Cr^{3+} и минимально – катионы Cr^{6+} , La^{3+} и Li^+ . Емкость бузерит-бернессит-асболанового, бернесситового и вернадитового типов по W^{6+} приблизительно в 1.5, 3.70 и 4 раза меньше емкости по Mo^{6+} . Обменная емкость бузерит-бернессит-асболанового и бузеритового типов по всем ионам редких металлов, кроме La^{3+} , Cr^{6+} и W^{6+} , больше по сравнению с емкостью вернадитового типа. В то же время емкость вернадитового типа по W^{6+} , Cr^{6+} и La^{3+} больше емкости других Mn-сорбционных типов ЖМО. Из этого вытекает, что сорбция указанных катионов металлов зависит от содержания FeOOH в составе ЖМО, которого в вернадитовом типе значительно больше (в 2.5-6 раз), чем в других Mn-сорбционных типах.

Ряды возрастания обменной емкости сорбционных типов ЖМО ко всему спектру изученных металлов выглядят следующим образом:

бузерит-бернессит-асболановый тип:

$(\text{La}^{3+} < \text{Cr}^{6+}) < (\text{Li}^+ < \text{W}^{6+}) < (\text{Cs}, \text{K}, \text{Na}) < (\text{Cr}^{3+}, \text{Mg}, \text{Sr}) < (\text{Y}^{3+} < \text{Ni} < \text{Ag} < \text{Zn} < \text{Cd} < \text{Mn}^{2+}) < (\text{Co} < \text{Ba} < \text{Cu} < \text{Pb} < \text{Mo}^{6+});$

бузеритовый тип:

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

$(La^{3+} < Cr^{6+}) < (Li^+ < W^{6+}) < (Cs, K, Na) < (Cr^{3+}, Mg, Sr) < (Y^{3+} < Ni < Cd < Zn < Ag < Mn^{2+}) < (Ba < Pb < Cu < Co < Mo^{6+});$

вернадитовый тип:

$(Cr^{6+} < Li < La^{3+}) < (Cs, K, Na) < (W^{6+} < Cr^{3+} < Mg < Sr) < (Ag < Ni < Y^{3+} < Zn < Cd < Mn^{2+}) < (Co < Cu < Ba < Pb < Mo^{6+});$

бернесситовый тип:

$(K, Na) < (Ni < Cd < Zn < Mn^{2+} < Pb < Co < Cu);$

тодорокитовый тип, тодорокит-асболан-бузеритовый подтип:

$Mo^{6+} < Cd < Pb < Ni < Zn < Co < K, Na < Cu < Mn^{2+};$

гетитовый тип:

$Mn < Ni < Co < Zn < Cd < Pb < Cu;$

ферригидритовый тип:

$Co < Mn < Ni < Cd < Zn < Pb < Cu;$

гематитовый тип:

$Cd < Co < Mn^{2+} < Ni < Zn < Pb < Cu.$

Составленные ряды в целом близки между собой, отмеченные перестановки катионов металлов в отдельных рядах связаны как с близкими значениями емкости, так и с избирательностью минералов к тому или иному иону металла.

Важной особенностью обменных реакций с участием молибдат (MoO_4^{2-})-, вольфрамат (WO_4^{2-})- и хромат (CrO_4^{2-})-ионов является одновременное поглощение Mn-минералами катионов Na^+ и K^+ . Следовательно, Mn-минералы ЖМО являются природными амфолитами, проявляющими как катионо (в большей степени)-, так и анионообменные свойства.

Зависимость обменной емкости сорбционных типов ЖМО от концентрации растворов солей металлов.

Емкость всех Mn-сорбционных типов по катионам щелочных и цветных металлов при их сорбции из 0.1 н растворов уменьшается на 0.02-0.16 мг-экв/г, из 0.01 н растворов - соответственно на 0.10-0.27 и 0.15-0.49 мг-экв/г относительно емкости, полученной при их сорбции из 1.0 н растворов. Наибольшее уменьшение емкости всех Mn-минералов отмечается при сорбции катионов цветных металлов из разбавленных (0.001 н) растворов, а по катионам щелочных металлов она практически не меняется.

Емкость гётита, гематита, ферригидрита по соответствующему катиону цветного металла, сорбированного из 0.1 н растворов уменьшается на 0.02-0.15 мг-экв/г, а после сорбции из 0.001 н растворов она составляет только сотые доли мг-экв/г.

Исключением из всех изученных металлов является молибден, высокая емкость Mn-минералов по которому наблюдается только при сорбции из его высококонцентрированных растворов (0.5-1.0 н), при сорбции из разбавленных растворов (0.1-0.001 н) емкость снижается на 0.25-0.43 мг-экв/г.

Емкость Mn-минералов по катионам щелочных (K^+) металлов не зависит от температуры раствора и является практически постоянной величиной.

Поглощение катионов цветных металлов из растворов солей металлов при 5 и 75° С приводит соответственно к уменьшению емкости Mn-минералов на 0.10-0.35 мг-экв/г и увеличению на 0.02-0.17 мг-экв/г относительно ее значений, полученных при нормальной ($20 \pm 1^\circ C$) температуре.

Наибольшие изменения в значениях емкости наблюдаются для бузеритового типа ЖМО-сорбента; а среди поглощаемых катионов металлов – по катионам Pb^{2+} . При повышении температуры растворов солей металлов до 75° С емкость Fe-

минералов остается практически на том же уровне – она возрастает не более чем на 0.10 мг-экв/г. Полученные результаты позволяют считать, что при данных условиях экспериментов гётит и ферригидрит, по-видимому, достигли максимально возможной обменной емкости.

Анионный состав раствора практически не влияет на поглонительную способность Мп-сорбционных типов ЖМО – значения их емкости по Ni^{2+} , Cu^{2+} и Co^{2+} при сорбции последних из хлоридных, нитратных, сульфатных и аммиачных растворов достаточно близки между собой. При этом емкость Мп-минералов по катионам Ni^{2+} и Cu^{2+} достигается независимо от анионного состава растворов, по катионам Co^{2+} максимальная (или близкая к ней) емкость реализуется только при высоких значениях рН растворов (> 9).

Для разных Мп-сорбционных типов установлена единая закономерность – с уменьшением *размера зерна* ЖМО их емкость по каждому катиону металла возрастает от 0.05 до 0.25 мг-экв/г. Уменьшение *соотношения фаз Ж:Т* от 100 до 10 приводит к снижению емкости минералов в каждом классе крупности ЖМО на 0.10-0.25 мг-экв/г.

Взаимодействие конкреций различного минерального состава и гидрогенных корок с *многокомпонентным раствором*, содержащим равные концентрации катионов цветных металлов (0.010 мг/мл), приводит к их групповой сорбции. За 15 минут взаимодействия фаз катионы Cu^{2+} , Pb^{2+} , Co^{2+} и Ni^{2+} извлекаются из раствора соответственно на 92.5-98.6 и 82.0-86.7%, полное их извлечение наблюдается за 5 часов. Равновесные коэффициенты распределения характеризуются большими величинами – от $4.55 \cdot 10^2$ для Ni до $5.60 \cdot 10^4$ для Cu, тогда как равновесные коэффициенты распределения по Na (макрокомпонент раствора) составляют всего 1.8-2.2.

Полученные данные однозначно указывают на резко выраженную *селективность* Мп-минералов к катионам цветных металлов, возрастающую в ряду: $Na \ll Ni < Co < Pb < Cu$.

Важным этапом работы являлась оценка воспроизводимости ионообменных свойств Мп-минералов ЖМО от *времени хранения последних в воздушно-сухом состоянии*. Время хранения конкреций составило 25 лет, корок – 18 лет. Установлено, что хранение на воздухе в течение 12-13 лет не сказывается на значениях обменной емкости вернадитового (конкреции и корки) сорбционного типа, которые остаются практически такими же, что и при первоначальном ее получении (см. данные в вышеуказанных рядах).

Хранение данного типа ЖМО в течение 13-18 лет способствует постепенному уменьшению его емкости на 0.17-0.28 мг-экв/г.

Обменная емкость бузерит-бернессит-асболанового и бузеритового сорбционных типов ЖМО по всем катионам цветных металлов практически также не меняется от первоначально установленной (см. данные в вышеуказанных рядах) при времени их хранения до 10-12 лет.

Хранение данных сорбционных типов ЖМО до ~18 лет приводит к уменьшению их емкости по катионам Zn^{2+} , Ni^{2+} , Cu^{2+} и Pb^{2+} на 0.12-0.22 мг-экв/г, при хранении до 25 лет емкость Мп-минералов уменьшилась еще на 0.10-0.15 мг-экв/г.

По катионам Co^{2+} и Mn^{2+} наблюдалась несколько иная картина - при хранении данных типов ЖМО до 16-17 лет обменная емкость по ним, наоборот, возрастала от первоначально установленной до 0.18 мг-экв/г, затем в интервале 17-20 лет

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

уменьшилась на 0.22-0.27 мг-экв/г, а в интервале 20-25 лет емкость снизилась еще на 0.12-0.17 мг-экв/г. Скорее всего, что такой характер сорбции катионов Co^{2+} и Mn^{2+} связан с особенностями их вхождения в кристаллическую решетку Mn-минералов.

Таким образом, полученные данные свидетельствуют, что время хранения ЖМО в воздушно-сухом состоянии не оказывает столь негативного действия на сорбционные свойства их рудных Mn-минералов.

Результаты исследований позволили установить три вида параметров, оказывающих влияние на поглотительную способность ЖМО: из минералогических характеристик - это минеральный состав и соотношение рудных минералов; химических – содержание MnO_2 , $FeOOH$ (Fe_2O_3); физико-химических параметров растворов – концентрация и природа сорбируемых ионов металлов. Во многих случаях эти параметры могут одновременно влиять на сорбционные показатели рудных минералов ЖМО.

Бузерит-бернессит-асболановый и вернадитовый сорбционные типы ЖМО опробованы для очистки сточных вод гальванического и травильного производств от катионов цветных металлов. Установлено, что эффективность их поглощения данными сорбентами наблюдается в рабочем диапазоне pH растворов, равном 2-10.

В этом же интервале pH растворов рудные Mn-минералы проявляют химическую устойчивость, что позволяет использовать их как сорбенты многоразового действия.

Использование ионообменных свойств рудных минералов океанских железомарганцевых образований будет способствовать, с одной стороны, повышению качества исходного сырья, с другой, комплексности его применения.

ИМПУЛЬСНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ: ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ*

И.Ж. Бунин

e-mail: bunin_i@mail.ru, Россия, г. Москва,

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

В докладе на основе анализа основных тенденций развития современных подходов к решению проблемы интенсификации процесса селективной дезинтеграции тонкодисперсного минерального сырья и высокоэффективных методов, направленных на преодоление физической упорности руд и повышение извлечения полезных компонентов, показаны преимущества и перспективы применения метода воздействия мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ – Chanturiya, et al., 2003; Чантурия, Бунин, 2007), позволяющего при обогащении упорных благороднометалльных руд и продуктов обогащения получить стабильный

* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа академика В. А. Чантурия» НШ-3184.2010.5

прирост извлечения ценных компонентов при уменьшении энергозатрат и снижении себестоимости готовой продукции.

Приводятся основные положения теории селективного разрушения минералов при воздействии МЭМИ (Чантурия, Бунин, Ковалев, 2004-2009; Бунин, 2009), согласно которой выявлены следующие механизмы дезинтеграции тонкодисперсных минеральных комплексов: - разупрочнение минералов вследствие электрических пробоев матрицы минерала-хозяина с образованием каналов пробоя и формированием зон наведенной трещиноватости в минеральной среде; - дезинтеграция минеральных агрегатов вследствие возникновения термомеханических напряжений на границах срастания компонентов с различными тепло- и электрофизическими свойствами при локальном импульсном нагреве; - поглощение энергии импульсного электромагнитного излучения субмикроскопическими и ультрадисперсными (наноразмерными) частицами тонковкрапленных благородных металлов (скин-эффект) и в процессе автоэлектронной эмиссии с поверхности частиц полупроводниковых сульфидных минералов.

Обсуждаются экспериментальные данные о влиянии мощных наносекундных импульсов на электрофизические, механические, физико-химические и технологические свойства сульфидных минералов (пирита, арсенопирита, халькопирита), руд и промпродуктов различного вещественного состава, свидетельствующие о снижении электрофизических свойств и микротвердости, изменении химического состава поверхности сульфидов и появлении новообразований в местах локализации электрических пробоев; об увеличении извлечения золота и серебра при цианировании упорных золотосодержащих руд и промпродуктов при незначительном изменении ситовых характеристик представительных проб за счет образования каналов пробоя и микротрещин.

Выявлены основные факторы (электрофизические параметры импульсов, крупность частиц минерального сырья и тонкодисперсных частиц благородных металлов, влажность материала и другие факторы), обуславливающие эффективность процесса дезинтеграции минеральных комплексов при воздействии МЭМИ и установлены оптимальные параметры и условия электроимпульсной обработки.

Рекомендованы следующие физико-технические параметры обработки МЭМИ упорного благороднометалльного минерального сырья:

амплитуда напряжения высоковольтных импульсов – от 20 до 70 кВ;

напряженность электрического поля – $(0,5 - 1,0) \cdot 10^7$ В/м;

длительность импульса – не более 50 нс;

длительность переднего фронта импульса – не более 1 – 2 нс;

форма импульса – однополярный, биполярный, комбинированный;

энергия в импульсе – 0,1 – 1,0 Дж;

частота повторения импульсов – $10 - 10^3$ Гц.

В докладе приводятся сведения о разработанном оборудовании (УРАН ИПКОН РАН, УРАН ИРЭ РАН и ООО «ИЦИТ», Москва) для изучения влияния электромагнитной импульсной обработки минералов и руд на их физические, физико-химические и технологические свойства и для воздействия МЭМИ на минеральное сырье в непрерывном режиме с производительностью от 100 кг/ч до 1 т/ч.

Прогресс в области совершенствования данной электроимпульсной технологии и создания новых высокопроизводительных и эффективных установок непре-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

рывного действия может быть связан с использованием современных спиральных взрывомагнитных генераторов энергии (Гриневич, Демидов и др., 2011).

Получены экспериментальные результаты по повышению извлечения благородных металлов, свидетельствующие о высокой эффективности предварительного импульсной обработки упорных золотосодержащих руд и продуктов их обогащения и вкрапленных платиносодержащих продуктов Норильского промышленного района.

Приводятся результаты экспериментальных исследований, согласно которым предварительная обработка упорных золотосодержащих руд и продуктов их обогащения наносекундными МЭМИ позволила получить прирост извлечения золота при цианировании из упорных руд на 4%-12%, из концентратов (гравитационных – на 10%-30%, флотационных – 5%-45%), из хвостов ОФ – на 30%-80%.

Установлено, что в результате обогащения в гравитационном концентраторе в зависимости от режимов предварительной обработки МЭМИ и последующего механического измельчения МПГ-содержащих продуктов обогащения Норильской ОФ получен прирост извлечения: Pt–67%; Pd–52.2%; Au–74.7%.

Максимальный прирост извлечения благородных металлов достигался при минимальном времени обработки МЭМИ и продолжительности последующего измельчения.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что основной эффект прироста извлечения золота и МПГ обусловлен максимальным раскрытием минералов по границам срастания, т.е. резким уменьшением количества сростков, как за счет образования многочисленных незавершенных каналов электрического пробоя, так и за счет разупрочнения вмещающей минеральной матрицы вследствие локального контрастного нагрева.

Таким образом, наносекундные импульсные воздействия обеспечивают высокую эффективность и селективность дезинтеграции минеральных комплексов при существенном снижении расхода электроэнергии, что обуславливает перспективность их применения для обработки упорных благороднометалльных руд и продуктов их обогащения в сверхсильных электрических полях с целью вскрытия микро- и наночастиц благородных металлов и повышения их извлечения в процессах обогащения и гидрометаллургии.

Обсуждаются перспективы применения высоковольтных импульсных воздействий для повышения контрастности технологических свойств минералов с близкими физико-химическими свойствами.

Приводятся экспериментальные данные, согласно которым МЭМИ вызывают изменение структурного состояния, химического и фазового состава поверхности, сорбционных и флотационных свойств сульфидных минералов – пирротина и пентландита (Бунин и др., 2010; Хабарова, Бунин, Недосекина, 2011).

Новая технология позволит вовлечь в переработку огромные запасы техногенного сырья и забалансовых руд благородных металлов.

**ВЛИЯНИЕ МОЩНЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ИМПУЛЬСОВ НА КИНЕТИКУ
РАСТВОРЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩИХ ПОРОД
ВОСТОЧНОГО ЗАБАЙКАЛЯ**

К.К. Размахнин, А.Н. Хатькова

e-mail:constantin-const@mail.ru, Россия, г. Чита

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Читинский государственный университет» (ГОУ ВПО ЧитГУ)

Промышленные месторождения представлены преимущественно цеолитсодержащими туфами с содержанием цеолита до 60–95%. Остальные 5–40% породы обычно представлены кварцем, полевыми шпатами, гидрослюдами, оксидами и гидроксидами железа, глинистыми материалами и остатками незамещенного вулканического стекла.

Наиболее широкими возможностями в отношении направлений использования характеризуются клиноптилолит, морденит и шабазит.

Объектами исследования в данной работе являются цеолитсодержащие породы Шивиртуйского, Холинского, Бадинского и Талан-Гозагорского месторождений.

Из всех возможных направлений практического использования природных цеолитов в настоящее время выделяются три главных: сельское хозяйство, промышленность строительных материалов, водоснабжение, эффективность применения цеолитов в которых обеспечена соответствием качества сырья требованиям и нормам, регламентированным техническими условиями.

Проведенными исследованиями установлено, что содержание цеолитовых минералов (клиноптилолит, морденит, шабазит) в исследуемых породах не превышает 60-70%, остальное же приходится на долю вмещающих (примесных) пород (монтмориллонит, гидрослюда, кварц, оксиды и гидроксиды железа и др.)

Содержание цеолита является главным критерием при предварительной оценке качества. Требования по содержанию цеолита для различных направлений использования приведены в таблице 1.

Определено, что использование природных цеолитов в газовой, химической, бумажной промышленности, медицине и здравоохранении тесным образом связано с необходимостью кондиционирования качества исходного сырья до установленных норм. Для цеолитов характерен сложный полиминеральный состав пород, исключительно тонкое взаимопрораствание минералов и близкие разделительные свойства. Традиционные методы обогащения, такие как гравитация, флотация, магнитная и электрическая сепарация, не всегда являются эффективными по отношению к цеолитам.

Таким образом, необходима разработка новых методов и технологий переработки нетрадиционных видов минерального сырья, отличающегося близостью и идентичностью разделительных свойств, применительно к которому традиционные методы обогащения нерезультативны. Наиболее перспективными методами изменения структурно-чувствительных свойств цеолитсодержащих пород являются ультразвуковые, механохимические (механодеформационные), физические, гидрхимические, термические и другие. К числу таких методов можно отнести также и мощные электромагнитные импульсные воздействия.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1 - Требования к содержанию цеолита в породах в зависимости от направления использования

Область применения	Массовая доля цеолита, %, не менее	Область применения	Массовая доля цеолита, % не менее
Нефтяная, нефтехимическая промышленность	60...70	Бумажная промышленность пленочные материалы	90
Газоочистка и осушка газов	60...90	Сельское хозяйство	50...75
Химическая промышленность	70...90	Промышленность строительных материалов	30
Водоснабжение	60...70	Зооветеринария	50...60
Товары народного потребления	70...80	Медицина и здравоохранение	90...95

Целью работы явилось изучение эффективности использования мощных электромагнитных импульсных воздействий в процессах переработки руд на примере исследования их влияния на кинетику растворения железа цеолитсодержащих пород Шивиртуйского, Холинского, Бадинского и Талан-Гозагорского месторождений, а также на показатели магнитной восприимчивости и адсорбции данными породами паров воды.

Впервые оценено влияние мощных электромагнитных импульсных воздействий на изменение технологических (адсорбционных) свойств цеолитсодержащих пород (на примере цеолитов Восточного Забайкалья) и эффективность процесса магнитной сепарации. Для определения железа использовался фотометрический метод с сульфосалициловой кислотой.

Метод основан на образовании окрашенных комплексных соединений сульфосалициловой кислоты с солями железа. В кислой среде сульфосалициловая кислота реагирует только с солями железа, образуя комплексы красного цвета, а в щелочной — с солями железа и, образуя комплексы желтого цвета.

Для определения адсорбционной емкости использовался метод, основанный на последовательности операций сушка — увлажнение — взвешивание. Адсорбционная емкость определялась как отношение числа адсорбированных молей H_2O за 1 сутки увлажнения на единицу массы сухого адсорбента.

В результате обработки мощными электромагнитными импульсами повысились показатели кинетики растворения железа (таблицы 2-5), а также адсорбции паров воды и магнитной восприимчивости цеолитсодержащих пород.

Наиболее высокие значения показателей растворения железа выявлены у образцов, обработанных в течение 1, 3 и 5 мин. Дальнейшее увеличение времени обработки, вероятно в результате спекания частиц и закрытия образовавшихся микроразрывов, приводит к снижению показателей растворения железа.

Наиболее высокие значения показателей адсорбции паров воды выявлены у образцов, обработанных в течение 3, 5 и 10 мин. Наиболее высокие значения показателей магнитной восприимчивости выявлены у образцов, обработанных в течение 5 мин.

Таблица 2 - Влияние МЭМИ на растворение железа из цеолитсодержащих пород Шивыртуйского месторождения

Условия	Время перемешивания, мин				
	3	8	13	18	25
Без воздействия	0,169	0,217	0,221	0,217	0,249
10 мин	0,096	0,349	0,341	0,396	0,396
5 мин	0,246	0,670	0,354	0,378	0,780
3 мин	0,265	0,740	0,341	0,365	0,398
1 мин	0,301	0,349	0,386	0,358	0,740

Таблица 3 - Влияние МЭМИ на растворение железа из цеолитсодержащих пород Холлинского месторождения

Условия	Время перемешивания, мин				
	3	8	13	18	25
Без воздействия	0,144	0,189	0,186	0,186	0,202
10 мин	0,158	0,224	0,232	0,239	0,249
5 мин	0,227	0,461	0,395	0,383	0,511
3 мин	0,263	0,352	0,315	0,324	0,370
1 мин	0,280	0,310	0,317	0,315	0,483

Таблица 4 - Влияние МЭМИ на растворение железа из цеолитсодержащих пород Бадинского месторождения

Условия	Время перемешивания, мин				
	3	8	13	18	25
Без воздействия	0,132	0,178	0,179	0,176	0,195
10 мин	0,141	0,211	0,215	0,223	0,227
5 мин	0,218	0,393	0,340	0,362	0,419
3 мин	0,231	0,278	0,265	0,270	0,279
1 мин	0,253	0,275	0,278	0,282	0,447

Таблица 5 - Влияние МЭМИ на растворение железа из цеолитсодержащих пород Талан-Гозагорского месторождения

Условия	Время перемешивания, мин				
	3	8	13	18	25
Без воздействия	0,135	0,157	0,159	0,168	0,179
10 мин	0,140	0,160	0,184	0,193	0,202
5 мин	0,151	0,210	0,196	0,197	0,280
3 мин	0,165	0,177	0,182	0,185	0,191
1 мин	0,176	0,189	0,190	0,212	0,290

Таким образом, полученные результаты свидетельствуют об эффективности данного вида высокоэнергетического воздействия и о целесообразности его использования при создании современных технологий переработки труднообогатимых цеолитсодержащих пород.

РАЗРАБОТКА ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ РАДИАЦИОННЫХ И РАДИАЦИОННО-ТЕРМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ В ПРОЦЕССЕ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ УПОРНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В.И. Ростовцев

e-mail: benevikt@misd.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск
Учреждение Российской академии наук Институт горного дела
Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН)

Горное производство в нашей стране играет большую роль. Следует отметить, что добываемыми и геологоразведочными отраслями обеспечивается не менее 25% ВВП и порядка 50% объема экспорта страны. Эти данные убедительно подтверждают, что экономическое благополучие страны в значительной степени зависит от состояния и эффективности использования минерально-сырьевой базы.

В последние годы качество добываемых руд в нашей стране ухудшается и, как следствие, в переработку вовлекаются труднообогатимые упорные руды сложного состава. Отличительная черта вещественного состава руд многих перспективных месторождений – тонкозернистая структура и сложная текстура, а иногда и субмикроскопические формы взаимосвязи слагающих ее минералов. Так, например, основной причиной упорности руд Жайремского месторождения является весьма тонкая вкрапленность рудных минералов. Доля свинца, представленного зернами галенита размером менее 20 мкм, достигает 15-20%, иногда доходит до 50-60%, причем большая часть таких зерен имеет размер 3-7 мкм, т.е. находится за пределами возможностей флотационного процесса. В значительном количестве встречаются сферические выделения с чередующимися слоями минералов, например, центральная часть сферы представлена галенитом, следующий слой сфалеритом, следующий за ним галенитом и т.д. Толщина каждого монослоя измеряется единицами микрометра. Разделить такие сростки на мономинеральные зерна невозможно даже при сверхтонком помоле. Кроме того, руда характеризуется наличием большого количества углисто-глинистого вещества.

В руде Рубцовского полиметаллического месторождения, содержащей Fe – 16.78%; Cu – 5.84%; Pb – 7.44%; Zn – 14.00%, доля смешанных сульфидов составляет 90-95%. В указанном виде упорного минерального сырья представлены следующие типы текстур гидротермальных отложений: массивная, пятнистая, вкрапленная, коломорфная и другие.

Руда имеет сложную тонковкрапленную структуру. В ней окисленные формы сочетаются с наличием глинистых и сажистых шламов. Все это затрудняет процесс обогащения, включающий тонкое измельчение (до крупности 85% -74 мкм), удаление шлама и флотацию с применением высокотоксичных цианидов.

Степень извлечения ценных компонентов при обогащении таких руд не превышает 50%. При этом, как известно, 35-40% потерь связано со сростками и 30-35% – с тонкими частицами размером менее 40 мкм. Потери, вероятно, в будущем возрастут вследствие увеличения добычи низкокачественных руд.

Затраты электроэнергии при измельчении руд до крупности 0.05-0.1 мм достигают в настоящее время 80 кВт·ч/т и более.

Для повышения полноты и комплексности использования упорного мине-

рального сырья создание высокоэффективных, экологически безопасных технологий приобретает первостепенное значение.

Следует отметить, что выдающийся российский ученый, член-корреспондент АН СССР И.Н. Плаксин считал, что одним из важнейших направлений при обогащении минерального сырья является поиск таких энергетических воздействий, которые существенно повысят полноту и комплексность использования минерального сырья при обогащении полезных ископаемых.

Достоинством энергетических воздействий является то, что в случае их реализации нет необходимости радикально изменять технологические схемы и оборудование обогатительных фабрик. Их существо состоит в выявлении оптимальных режимов, при которых происходят целенаправленные изменения свойств минерального сырья, и в разработке технологических схем и режимов для переработки конкретного упорного минерального сырья с их апробацией с использованием высокоэффективного и надежного современного отечественного оборудования.

В настоящей работе рассмотрены роль радиационных и радиационно-термических воздействий и аспекты возможного их применения при рудоподготовке и обогащении упорного минерального сырья. В отличие от ранее выполненных исследований в качестве источника воздействий использованы хорошо себя зарекомендовавшие в различных областях народного хозяйства промышленные ускорители электронов типа ИЛУ и ЭЛВ конструкции ИЯФ СО РАН.

Впервые обнаруженные явления существенной активации физико-химических процессов на поверхности и в объеме минералов и руд под действием ускоренных электронов послужили основой для разработки методов, позволяющих разупрочнять минеральное сырье, селективно его раскрывать, изменять флотуруемость, а при наличии железосодержащих сульфидов – усиливать магнитные свойства.

Установлено, что при использовании обработки ускоренными электронами (ОУЭ) минерального сырья на границе срастания слагающих зерен образуется система трещин, за счет чего уменьшается на 2–3 порядка его прочность, сокращается в 1.5-2.0 раза время селективной дезинтеграции с повышением в 1.5-2.0 раза коэффициента раскрытия полезных компонентов с одновременным уменьшением выхода шламов.

Предложены три гипотезы разупрочнения минералов и руд при ОУЭ и показано, что наиболее адекватное описание процессов, протекающих в минеральном веществе при действии ускоренных электронов, возможно только при рассмотрении всех гипотез, так как электростатическая гипотеза объясняет появление в минералах при их обработке ускоренными электронами кулоновских сил и как следствие механических напряжений; термическая – появление механических напряжений при тепловом действии ускоренных электронов на минеральные компоненты и возможность теплового пробоя, а химическая – химические и физико-химические процессы в минеральном веществе при действии ускоренных электронов; получена формула для расчетов коэффициента интенсивности напряжения с учетом параметров облучаемого материала и показано, что его прочность уменьшается при воздействии электронов с большей энергией.

Впервые на примере пирита обнаружен низкотемпературный эффект перехода немагнитных железосодержащих сульфидов в магнитные продукты при радиационно-термическом воздействии ускоренных электронов; показано, что терморегу-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ляция является важным фактором при усилении магнитных свойств минералов радиационно-термическим методом; при достижении максимальной температуры 400°C под действием ОУЭ удельный магнитный момент минералов увеличивается: в 56 раз для пирита с размерами частиц 75–180 мкм, в 43 раза для пирита крупностью 53–75 мкм, в 291 раз для арсенопирита крупностью 53–75 мкм, в 921 раз для арсенопирита с величиной зерен менее 53 мкм, в 9.7 раза для халькопирита с размерами частиц 75–180 мкм.

Используя разницу в поведении различных минералов в сложных по вещественному составу упорных рудах после их обработки ускоренными электронами можно управлять технологическим процессом их обогащения, добиваясь при этом высоких показателей разделения.

Разработаны технологии с использованием ускоренных электронов:

- ✓ для труднообогатимой Pb-Zn руды технология, позволяющая получать кондиционные коллективные концентраты с одновременным снижением потерь свинца и цинка с хвостами в 2–3 раза по сравнению с прямой селективной флотацией;
- ✓ для 2 типов полиметаллических руд Казахстана технология обогащения с дополнительным извлечением металлов в среднем 10–15%;
- ✓ совместно с китайскими учеными технология для руды сложного состава, позволяющая повысить долю свободных зерен основных сульфидных минералов в среднем на 10–15%, прирост извлечения металлов при флотации составил до 10.93%, а их потери снижены в 1.5–2.4 раза;
- ✓ для переработки железных руд технология рудоподготовки, обеспечивающая повышение производительности процесса измельчения в 2.0–2.2 раза и рост технологических показателей магнитной сепарации на 2.5–4%;
- ✓ для Cu-Ni руды использование ускоренных электронов позволяет повысить в цикле коллективной флотации: извлечение никеля с 64.1 до 83.3% и меди – с 84.9 до 92.7% при одновременном снижении в 1.5 раза потерь этих металлов с хвостами;
- ✓ для сульфидно-мышьяковистых материалов технологию, интенсифицирующую магнитную сепарацию, и позволяющую извлекать в магнитную фракцию более 70% железа и около 90% мышьяка.

Выполненными технико-экономическими расчетами обоснована целесообразность применения радиационных воздействий в процессах обогащения полезных ископаемых. Так, например, внедрение радиационной технологии рудоподготовки в полном объеме на предприятиях Кривого Рога обеспечит дополнительный выпуск около 2 млн. т. железного концентрата в год; реализация ускоренных электронов при обогащении труднообогатимых Pb-Zn руд позволит получить значительный годовой экономический эффект; использование радиационно-термической технологии при переработке мышьяковистого оловянного сырья позволит не только решить экологическую проблему (утилизация мышьяка), но получить дополнительную продукцию.

**ВЫБОР СПОСОБА РУДОПОДГОТОВКИ И ЕГО ВЛИЯНИЕ
НА ФЛОТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА МИКРОКЛИНИТОВЫХ РУД
БОЛЬШЕТАГНИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НИОБИЯ**

Н.Ю. Стенин, Л.А. Азарнова, Е.Б. Белоусова, А.В. Темнов

email: vims-tech@yandex.ru, Россия, г. Москва

Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (ФГУП «ВИМС»)

Большектагнинское месторождение, расположенное на территории Иркутской области в пределах одноименного карбонатитового комплекса, является одним из наиболее крупных и перспективных источников ниобия в России. В настоящее время ФГУП «ВИМС» выполняет технологическую оценку Большектагнинского месторождения в рамках составления ТЭО разведочных кондиций.

Редкометалльное оруденение Большектагнинского месторождения, в отличие от других промышленных объектов карбонатитовых массивов, локализовано не в карбонатных, а в силикатных породах и относится к перспективно-промышленному типу. Промышленная минерализация представлена характерным для карбонатитовых руд пироксидом, но размер его зёрен сравнительно мелкий (80-90 отн.% менее 0,1 мм). По минеральному составу рудные силикатные метасоматиты подразделяются на два природных и соответствующих им технологических типа руд: микроклинитовый (0,94% Nb₂O₅) и слюдитовый (0,97% Nb₂O₅). Руды микроклинитового типа залегают в верхней части разреза месторождения и являются первоочередным объектом отработки, поэтому они являлись основным объектом технологических исследований.

На первом этапе изучение состава и технологических свойств микроклинитовых руд проводилось методом малообъёмного технологического опробования, МТО (Принципы выделения технологических типов и сортов руд на Большектагнинском месторождении ниобия. Азарнова Л.А. и др. Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья. 2010. С. 518-521). Установлено, что в разрезе месторождения содержание основных минералов руд широко варьирует (в%): микроклин 57-71, биотит 0-12, карбонаты 0-21, апатит 1-14, пирит и пирротин 0-11, гидроксиды железа и гематит 2-12, пироксид 0,7-3,3.

Руды состоят из тонкозернистого (размер зёрен 10-40, редко до 100 мкм) роговикового строения агрегата зёрен микроклина, содержащего вкрапленность пироксидов, реже его прожилки мощностью 0,1-1·n мм. По механическим свойствам различаются пироксид из руды зоны гипергенеза (развита до глубины 10-80 м) и неокисленной руды: соответствующие значения микротвёрдости составляют 200-300 и 400-600 кгс/мм². При этом пироксид значительно мягче, чем главный рудообразующий минерал микроклин (800-900 кгс/мм²), поэтому он, особенно при измельчении окисленных руд, интенсивно шламуется в процессе рудоподготовки. Так, по данным МТО, при измельчении микроклинитовых руд до -0,125 мм при сопоставимом выходе класса ситового анализа -0,01 мм (12-16%) извлечение в него полезного компонента резко снижается с глубиной с 26 до 11% Nb₂O₅. При этом, как было установлено методом вычисления парных коэффициентов корреляции, ни выход класса -0,01 мм, ни извлечение в него ниобия не влияют прямо на потери полезного

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

компонента со шламами при флотационном обогащении.

Несмотря на выявленное отсутствие прямой связи между выходом класса ситового анализа -0,01 мм и флотационными свойствами руды, выбирая способ рудо-подготовки желательнее всё же добиваться снижения его выхода наряду с оптимизацией степени раскрытия полезного минерала.

Исследования по выбору способа рудоподготовки микроклинитовой руды проводились на материале пробы, отобранной из поверхностной горной выработки на всю мощность выхода рудного тела на поверхность.

На первом этапе часть руды массой 900 кг с содержанием Nb₂O₅ 0,77% дробилась на дробилке активного удара EVC-500 (ООО «Evanko ltd», г. Санкт-Петербург).

В одну стадию из материала класса -40 мм был получен готовый для измельчения продукт крупностью -20 мм, содержащий 12,9% класса -0,2 мм, готового для глубокого обогащения (21,2% металла от руды).

На втором этапе испытывались центробежно-ударный сухой и шаровый мокрый способы измельчения.

Чтобы минимизировать переизмельчение рудного минерала, перед помолом проводилась воздушная классификация дроблёной руды по границе 0,16 мм, так как было установлено, что от класса -0,5+0,2 к классу -0,2+0,1 мм коэффициент раскрытия пироклора возрастает с 5 до 27%.

Выход минусового продукта классификации от руды составил 7,4% с содержанием 1,35% Nb₂O₅ (12,9% металла от руды). Плюсовой продукт классификации (выход от исходного 92,6% и содержание Nb₂O₅ 0,73%) был измельчён до -0,2 мм центробежно-ударным способом на измельчительном комплексе ЗАО «Урал-Омега» (г. Магнитогорск), а также в лабораторных условиях на шаровой мельнице 40МЛ до -0,125 мм. Сопоставление гранулярной характеристики измельчённой сухим и мокрым способом руды приведено в таблице 1.

Таблица 1 - Гранулярная характеристика руды, измельчённой сухим и мокрым способом

Класс крупности, мм	Выход, %		Nb ₂ O ₅			
			содержание		распределение	
способ рудоподготовки	сухой	мокрый	сухой	мокрый	сухой	мокрый
+0,16	10,65	-	0,33	-	4,59	-
-0,16+0,125	8,29	-	0,41	-	4,39	-
-0,125+0,1	12,28	15,91	0,44	0,53	6,96	10,61
-0,1+0,07	9,07	18,18	0,53	0,53	6,18	12,13
-0,07+0,04	16,08	14,34	0,52	0,52	10,85	9,39
-0,04+0,02	17,10	35,22	0,58	0,96	12,88	42,56
-0,02+0,01	11,36		1,53		22,39	
-0,01	15,16	16,35	1,62	1,23	31,76	25,31
Итого	100,00	100,00	0,77	0,79	100,00	100,00

Как следует из таблицы 1, руда после разных способов измельчения, несмотря на более грубый помол при сухом способе, обладает схожим гранулярным составом. Так, в материал -0,04 мм, в котором рудный минерал раскрыт на 70-80%, извлекается 67,0 и 67,9% Nb₂O₅ при содержании 1,19 и 1,05% в подготовленной сухим и мокрым

рым способом руде соответственно. Однако, как было показано выше, гранулярный состав и распределение металла по классам напрямую не характеризуют флотационные свойства руды, тогда как параметры пирохлора определяют их в значительной степени.

В таблицах 2 и 3 приведены параметры раскрытия пирохлора в разных классах крупности для двух сравниваемых способов измельчения.

Таблица 2 - Коэффициент раскрытия пирохлора в руде при разных способах измельчения

Класс крупности, мм	Коэффициент раскрытия пирохлора, %	
	после сухого помола	после мокрого помола
-0,125+0,1	17	14
-0,1+0,07	23	22
-0,07+0,04	32	30
итого -0,125+0,04	26	22

Таблица 3 - Параметры раскрытия пирохлора при разных способах измельчения (-0,125+0,04 мм)

Тип сростков пирохлора		Пирохлор		С апатитом		С микроклином	
		абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.
сухой помол	богатые + рядовые			0,02	3	0,20	25
	бедные + включения			0,03	4	0,34	43
	свободный пирохлор	0,21	26	0,05	6	0,54	68
мокрый помол	богатые + рядовые			0,04	4	0,17	17
	бедные + включения			0,02	2	0,56	55
	свободный пирохлор	0,22	22	0,06	6	0,73	72

Из данных таблиц 2 и 3 следует, что при сухом измельчении по сравнению с мокрым происходит более раннее раскрытие пирохлора, что в совокупности с более высокой долей пирохлора в виде богатых и рядовых сростков улучшает флотационные свойства руды, подготовленной этим способом.

Измельчённая сухим и мокрым способом руда поступала после снятия магнитной фракции на флотационное обогащение, схема которого была разработана специалистами ОАО «Гиредмет» (рисунок 1).

При флотационном обогащении в соответствии со схемой, приведённой на рисунке 1, сначала проводилась флотация бутиловым ксантогенатом. Далее для удаления апатита проводилась апатитовая флотация с применением нового реагента ПС-160.

Цикл прямой селективной флотации пирохлора включал флотацию пирохлора аминным собирателем серии ФЛОН с последующими перемывками без реагентов в кислой среде. Результаты флотационных испытаний приведены в таблице 4.

Данные таблицы 4 показывают, что процесс флотации проходит более эффективно на руде, подготовленной сухим способом по сравнению с мокрым: редкометалльный концентрат значительно лучше по качеству (ср. 23,1 и 12,0% Nb₂O₅) при более высоком извлечении полезного компонента (58,3% в замкнутом цикле, рас-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

чётное в замкнутом цикле в концентрат с 12,0% Nb₂O₅ составляет всего 53,4%, с 18-20% Nb₂O₅ – не более 48-50%).

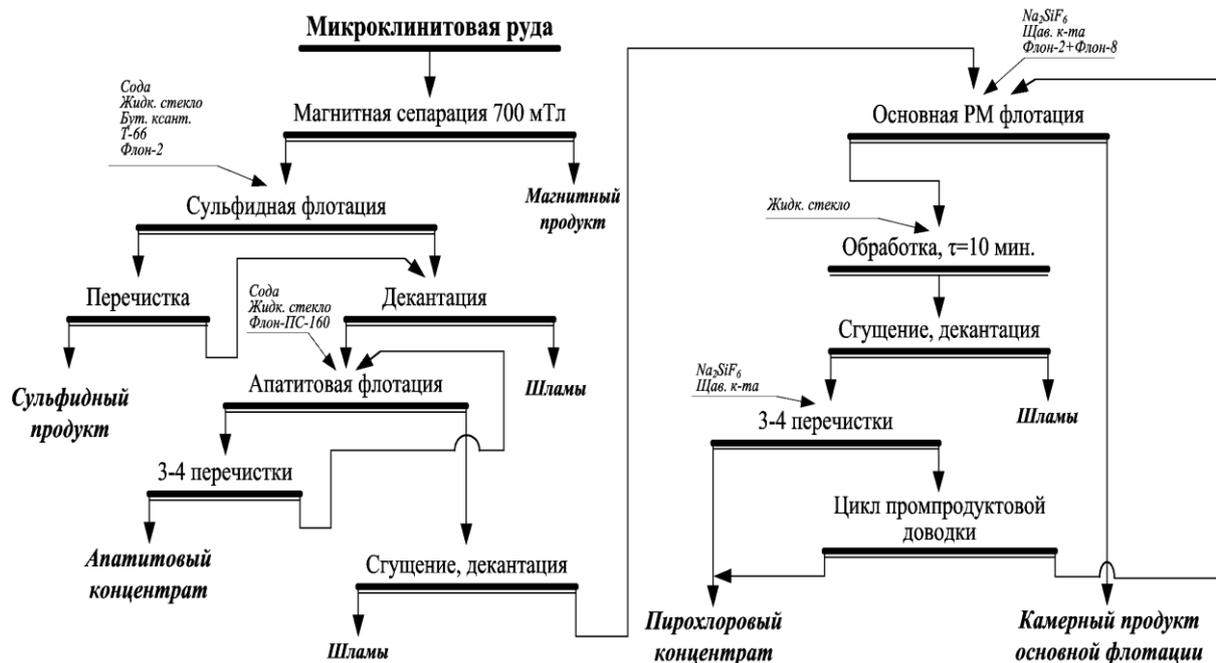


Рисунок 1 - Схема флотационного обогащения руды микроклининового типа

Таблица 4 - Результаты флотационного обогащения микроклининовой руды

Наименование продукта	Выход %	Nb ₂ O ₅ ,%		Выход %	Nb ₂ O ₅ ,%	
		содержа- ние	извлече- ние		содержа- ние	извлече- ние
способ измельчения		сухой (замкнутый цикл)		мокрый (открытый цикл)		
магнитная фракция	7,83	0,78	7,80	5,68	0,72	5,10
сульфидный продукт	1,53	1,28	2,50	0,92	0,16	0,18
шламы осн. цикла	3,33	1,42	6,04	8,46	1,14	12,02
апатитовый продукт	8,95	0,75	8,55	10,6	0,64	8,45
камерный продукт	63,01	0,13	10,46	59,5	0,17	12,6
пирохлоровый к-т	1,98	23,1	58,32	2,22	12,0	33,19
шламы доводки	0,79	2,02	2,04	2,82	1,73	6,08
1 промпродукт	11,28	0,16	2,30	5,47	1,13	7,71
2 промпродукт	1,30	1,21	2,00	2,62	2,18	7,11
3 промпродукт	-	-	-	1,71	3,55	7,56
итого руда	100,0	0,78	100,00	100,0	0,80	100,00

Достигнутое на руде, измельчённой сухим способом, значительное улучшение показателей флотационного обогащения по извлечению полезного компонента обусловлено более низким выходом шламов флотации (5,65% и 11,28% после шарового помола), что снижает потери с ними Nb₂O₅ с 18,1 до 10,6%.

Увеличение содержания пирохлора в концентрате связано как с более чистой поверхностью всех минералов руды после сухого измельчения, так и с большей долей пирохлора в виде свободных зёрен, богатых и рядовых сростков (соответственно 86 отн.% и 75 отн.% после шарового измельчения в крупности $-0,125+0,04$ мм).

Таким образом, применение при рудоподготовке труднообогатимой редкометалльной руды Большетагнинского месторождения нетрадиционного сухого способа центробежно-ударного измельчения позволило принципиально улучшить её флотационные свойства благодаря повышению степени раскрытия пирохлора и образованию свежей поверхности зёрен. Выбранный способ измельчения, по данным К.В. Колесниковой, также дешевле по сравнению с традиционным как по стоимости оборудования (ср. 168 и 210 млн.руб.), так и по стоимости эксплуатации (ср. 53 и 100 млн.руб. в год).

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ХАЛЬКОПИРИТА В УСЛОВИЯХ СОНОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ*

И.В. Кунилова, Е.В. Копорулина, В.Е. Вигдергауз

e-mail: esoproject@rambler.ru, Россия, г.Москва

Учреждение Российской академии наук Институт проблем комплексного освоения
недр Российской академии наук (УРАН ИПКОН РАН)

Сонохимическая обработка, или обработка химическими реагентами совместно с ультразвуковым воздействием – современный способ активации химических процессов, в т.ч. на границе раздела жидкость – твердое. Применительно к флотации установлена эффективность ультразвуковой обработки пульп и растворов собирателей для повышения селективности и степени извлечения минералов при определенном времени воздействия (В.А.Глембоцкий, А.Е.Колчманова, 1967). Получение тонкодисперсных пузырьков с помощью ультразвука дает возможность повысить эффективность флотации тонковкрапленных руд и материалов, содержащих большое количество тонких классов (шламов). В связи с необходимостью вовлечения в переработку труднообогатимых руд и хвостов обогащения, характеризующихся тонкой вкрапленностью, низкой контрастностью физико-химических свойств разделяемых минералов в связи с их нахождением в окисленной форме, актуальной является задача повышения эффективности методов их флотационного извлечения. В настоящее время благодаря разработкам и выпуску эффективного ультразвукового оборудования на российских предприятиях стало возможным рассматривать вопрос о практическом применении ультразвука в технологиях обогащения. Несмотря на большой объем проведенных исследований, механизм сонохимической обработки полностью не выяснен в связи с многообразием проходящих при этом процессов – образованием микропузырьков, возникновением микроудар-

* Работа выполнена при поддержке РФФИ (проект №10-05-00103-а) и Программы ОНЗ РАН «Наноразмерные частицы в природе и техногенных продуктах: условия нахождения, физические и химические свойства и механизм образования».

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ных давлений, локального повышения температуры, электрических разрядов, ионизации и вторичных эффектов.

При воздействии ультразвуковых колебаний на поверхности частиц минералов с большей степенью гидрофобности из раствора селективно выделяются кавитационные микропузырьки – быстрее и в большем количестве, чем на гидрофильной поверхности.

В результате выделения микропузырьков на гидрофобных частицах и ускорения адсорбции и окисления гидрофобизирующего реагента – бутилового ксантогената калия – образуется более гидрофобная поверхность, к которой прочнее прикрепляются пузырьки. Применение ультразвука при флотации позволяет облегчить закрепление частиц на пузырьках, способствует флокуляции гидрофобных частиц и объединению пузырьков в аэрофлокулы (Комплексная переработка минерального сырья Казахстана (состояние, проблемы, решения), т.2, 2003).

Согласно современным представлениям, при рассмотрении механизма элементарного акта флотации важная роль отводится явлению гидрофобных взаимодействий между компонентами (гетерогенной) флотационной системы. Гидрофобные взаимодействия между неполярными гидрофобными группами в водной среде вызваны нарушением в структуре сетки водородной связи воды при внедрении в нее или замещении более гидрофобных неполярных молекул, в результате чего повышается свободная энергия системы. Стремление системы к уменьшению свободной энергии реализуется в виде некоторой степени притяжения гидрофобных молекул друг к другу: при их сближении термодинамически невыгодный контакт с водой уменьшается.

Таким образом, гидрофобные взаимодействия дополнительно стабилизируют флотационную систему.

Вследствие связи (обусловленности природы) гидрофобных взаимодействий со структурой раствора они чувствительны к физическим воздействиям, в частности, к ультразвуковым. В настоящей работе проведено исследование влияния сонохимической обработки на состояние поверхности частиц сульфида на примере халькопирита с целью определения изменений ИК-спектральных характеристик и надмолекулярной структуры приповерхностного слоя.

В качестве объекта исследования использовали халькопирит сульфидно-кварцевого гидротермального Кафанского месторождения (Армения). По данным растровой электронной микроскопии и рентгеновского микроанализа*, образцы халькопирита содержали сростки с кварцем и цементационные образования кальциевого пироксена, возможно, диопсида $\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$ и силикатов алюминия и магния (рисунок 1). Неоднородность поверхности минерала вызывает менее равномерное распределение собирателя на поверхности, особенно химической формы.

Исследование кинетических изменений поверхностного слоя исходных образцов халькопирита при pH 9,18 методом ИК-Фурье спектроскопии МНПВО показало, что за 10 мин. смещение частоты валентных колебаний в области $3650\text{-}3550\text{см}^{-1}$, характеризующих «свободные» молекулы воды, незначительно; при уменьшении частоты в области $3530\text{-}3100\text{см}^{-1}$ наблюдается уменьшение количества максимумов

* Исследования выполнены в Центре изучения природного вещества при комплексном освоении недр УРАН ИПКОН РАН.

одновременно с увеличением ширины и высоты, что может свидетельствовать о уменьшении количества и возрастании силы взаимодействия в поверхностном слое молекул связанной воды с течением времени. Смещение максимума в области 3100см^{-1} в сторону меньших частот на 13см^{-1} также указывает на разрыв водородных связей «связанных» ОН-групп в поверхностном слое халькопирита с течением времени.

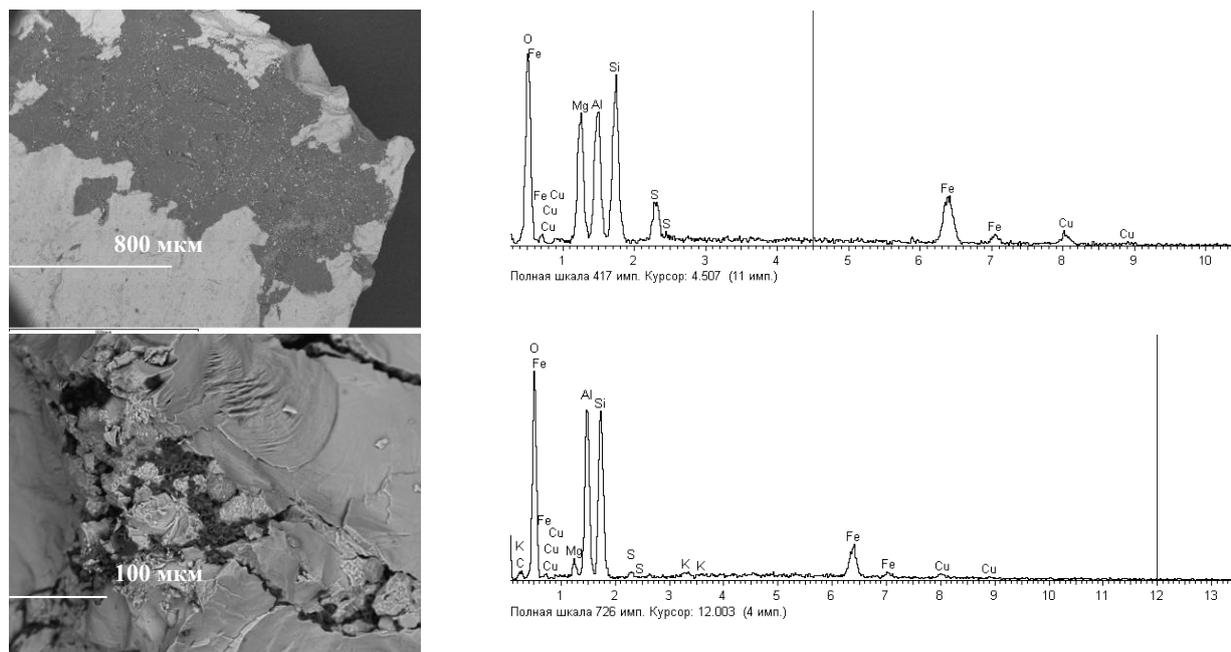


Рисунок 1 - Микрофотографии и спектры исходной поверхности халькопирита

Область деформационных колебаний молекулы воды ($1450\text{-}1700\text{см}^{-1}$) характеризуется незначительным увеличением высоты максимумов за 10 мин. В области валентных колебаний 2900см^{-1} с увеличением времени происходит увеличение высоты максимума, характеризующего ОН- группу, связанную с окисленной серой водородной связью (SO-OH), а также смещение максимума 2888 см^{-1} на 7 см^{-1} в сторону меньших частот. Это указывает на уменьшение количества и возрастание силы взаимодействия окисленных поверхностных групп сульфида, связанных с ОН-группами.

В области частот 1100 см^{-1} , характеризующих связь $=\text{SO}$, положение максимума незначительно смещается в сторону больших частот, а в области частот $900\text{-}1013\text{ см}^{-1}$, характеризующих связь $-\text{SO}_2^-$, и в области частот $750\text{-}805\text{ см}^{-1}$, характеризующих связь S-O, происходит увеличение интенсивности максимумов и образование новых максимумов.

Таким образом, толщина упорядоченного гидратного слоя у поверхности халькопирита в щелочной среде обусловлена в основном силой водородной связи и с течением времени пополняется группами SO (или: перестраивается за счет образования SO-групп) вследствие слабого окисления халькопирита при pH 9,18.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В области характеристических колебаний халькопирита установлено незначительное смещение частот в области двойного максимума (425 и 431 см^{-1}) в сторону увеличения частоты (до 429 и 435 см^{-1}), образование максимума с частотой 457 см^{-1} , переход двойного максимума с частотами 397 и 401 см^{-1} в одинарный (400 см^{-1}), что указывает на образование минералом поверхностных связей.

Обработку образцов проводили в ультразвуковой ванне УЗВ-5,7 л при частоте 35 кГц в буферном растворе с pH $9,18$ в присутствии бутилового ксантогената калия в течение 5 мин. (Из литературных данных известно, что при увеличении времени воздействия ультразвука до 12 мин и более флотационная активность халькопирита не изменяется по сравнению с исходным). Установлено, что в щелочной среде при ультразвуковой обработке халькопирит сорбирует ксантогенат в физической (рисунок 2) и химической формах (рисунок 3).

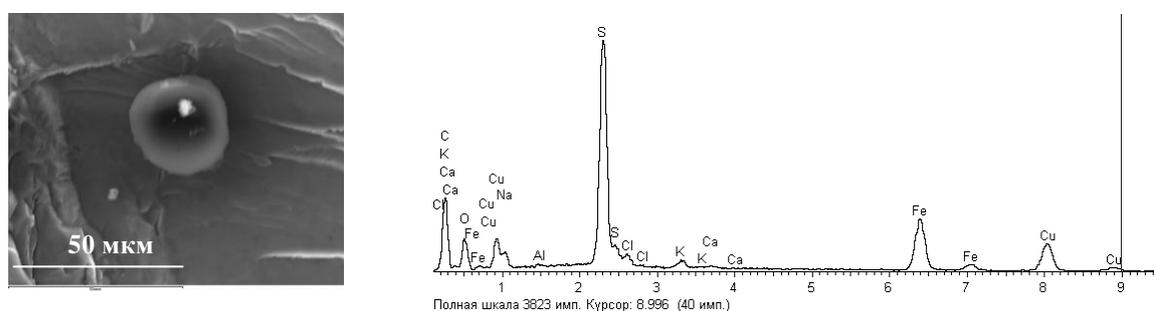


Рис.2 Микрофотография и спектр в области капли собирателя

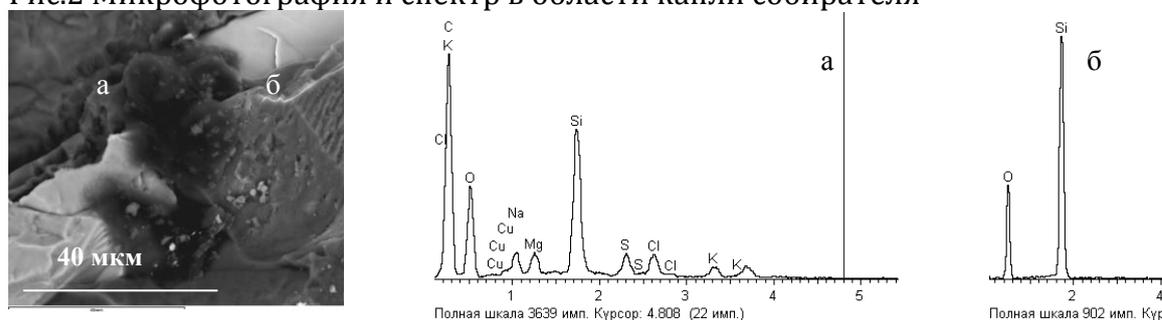


Рисунок 3 - Микрофотография и спектры в областях собирателя (а) и кварца (б)

ИК-спектроскопическое изучение водородной связи в поверхностном слое показало, что воздействие ультразвука на поверхностный слой халькопирита проявляется в изменениях его структуры, связанных с:

1) перераспределением силы и количества связей свободно адсорбированных молекул воды (рисунок 4 а,б);

2) увеличением количества слабо связанных ОН-групп (3450 см^{-1}) (рисунок 4в).

О существенных изменениях в структуре поверхностного слоя при низкой концентрации ксантогената свидетельствуют более сильные изменения полос в области частот 670 и 500 см^{-1} вибрационных колебаний, возникающих при повороте молекул воды относительно водородных связей.

Максимум с частотой 668 см^{-1} имеет большую высоту при исходной концентрации ксантогената 1 мг/л, чем при концентрации 20 мг/л и без сонохимической

обработки (рисунок 4д).

Пик с частотой 502 см^{-1} двойного максимума в области 500 см^{-1} смещается в низкочастотную область на 7 см^{-1} при концентрации 1 мг/л и затем, при концентрации 20 мг/л становится вырожденным (490 см^{-1}).

При увеличении исходной концентрации ксантогената с 1 до 20 мг/л происходит усиление связывания слабых ОН-групп, одновременно увеличиваются гидрофобные взаимодействия между молекулами ксантогената. При этом количество связей у среднесвязанных ОН-групп больше, особенно при использовании низкой концентрации ксантогената 1 мг/л . Количество и сила сильносвязанных ОН-групп ($3100\text{-}3150\text{ см}^{-1}$) выше при использовании высокой концентрации ксантогената (рисунок 4 г).

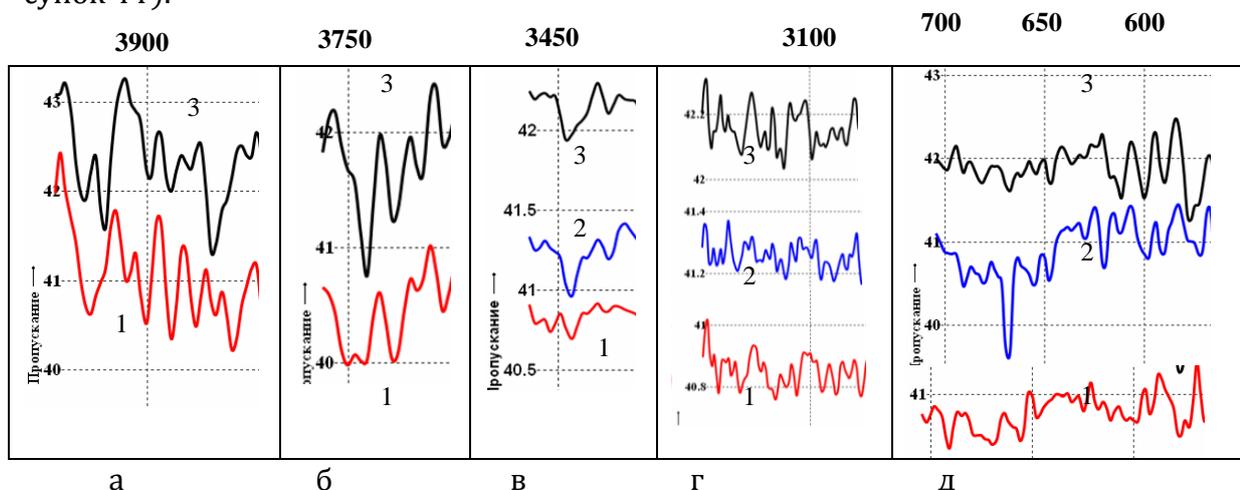


Рисунок 4 - Участки ИК-Фурье спектров МНПВО частиц халькопирита при pH 9,18: 1 – без УЗ обработки, 2,3 – с УЗ обработкой. $C(\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K})$, мг/л: 2 – 1; 3 – 20

О существенных изменениях в структуре поверхностного слоя при низкой концентрации ксантогената свидетельствуют более сильные изменения полос в области частот 670 и 500 см^{-1} либрационных колебаний, возникающих при повороте молекул воды относительно водородных связей.

Максимум с частотой 668 см^{-1} имеет большую высоту при исходной концентрации ксантогената 1 мг/л , чем при концентрации 20 мг/л и без сонохимической обработки (рис.4д). 7 см^{-1} при концентрации 1 мг/л и затем, при концентрации 20 мг/л становится вырожденным (490 см^{-1}).

Таким образом, после сонохимической обработки благодаря увеличению деформации каркаса структуры воды увеличивается количество связанных ОН-групп в поверхностном слое халькопирита.

Большее увеличение слабосвязанных ОН-групп происходит при большой концентрации бутилового ксантогената калия, а среднесвязанных ОН-групп – при низкой.

**САМОРОДНОЕ ЗОЛОТО В РУДАХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЛБЫН
И ВОЗМОЖНОСТЬ ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ**

Н.Г. Власов, А.Е. Казанцев, Д.О. Ожогин, Н.И. Орлова*,
Ю.Н. Шувалова*, Н.И. Чистякова**

¹ЗАО «Петропавловск» Россия, г. Благовещенск

²Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н.М.Федоровского, Москва, Россия

Месторождение Албын расположено в Верхне-Селемджинском золоторудном районе Ниланской структурно-формационной зоны Монголо-Охотской складчатой системы и локализовано в сводовой части Эльгоканского асимметричного купола.

Площадь рудного поля сложена метаморфизованными в зеленосланцевой фации метаморфизма вулканогенно-осадочными (?) и эффузивными породами основного и кислого состава предположительно палеозойского возраста, прорванными позднемеловыми дайками кислого и основного состава.

Основные породы участка - кристаллические сланцы разного состава с незначительной примесью органического вещества, претерпевшие неоднократное гидротермально-метасоматическое преобразование. Это альбитизация, а затем – локальное окварцевание, хлоритизация, серицитизация и карбонатизация. Последняя стадия метасоматоза серицит-кварц-карбонатная, с ней связано основное оруденение в пределах месторождения. Окварцевание проявилось не только в интенсивной «пропитке» породы, но и образовании многочисленных прожилков. Интенсивная, но неравномерная альбитизация является результатом проявления натрового метасоматоза (дорудного для золота).

В рудах месторождения Албын существенную роль играют многочисленные карбонаты. Карбонатизация происходила неоднократно. Можно выделить ряд карбонатов последовательно (или одновременно с некоторым смещением во времени), накладывающихся друг на друга. Кальцит представлен тремя генерациями. Кальцит первой генерации связан с метаморфогенным этапом формирования сланцев и присутствует в кварцевых слоях. Последовательная и крайне неравномерная кальцитизация пород – от «пропитки» по массе до тонкопрожилковой минерализации приводит к перераспределению кальция, его частичному замещению или выносу, что обуславливает пористость пород, иногда просто «дырчатость».

Доломит (наиболее высокотемпературный карбонат) – представляет первый этап наложенной карбонатизации, вероятно, тесно ассоциирует с альбитом, имеет ограниченное распределение.

Сидерит и анкерит распространены широко и в значительных количествах (до 35%). При смене щелочно-кислотных условий и даже незначительном изменении магнезиальности гидротерм происходило формирование магнезиальных карбонатов с замещением части железа магнием. Микрорентгеноспектральным анализом установлено «блочное» строение карбоната с последовательным замещением стронциевого (или стронций содержащего) кальцита просто кальцитом, а при увеличении магнезиальности происходит формирование доломита.

Для всего месторождения характерно значительное, но неравномерное распределение по разрезу разнообразных сульфидов; арсенопирит, пирит, пирротин,

халькопирит. Последний, в основном, является вторичным и формируется по пириту, пирротину и арсенопириту при незначительном привносе меди. В подчиненном количестве присутствуют галенит, сфалерит, леллингит, арсенолит.

Пирротин представлен двумя генерациями: пирротин первой генерации образовался практически одновременно с альбитом (кварц-альбитовый метасоматоз), а пирротин второй генерации формировался во второй этап метасоматоза, приурочен к слюдисто-хлоритовым (кварц-слюдисто-хлоритовым) слоям.

Пирротин обеих генераций гексагональный, т.е. магнитный.

В рудах в значительном количестве присутствуют вторичные минералы, образованные по первичным сульфидам: скородит, мансфельдит, гетит, гидрогетит, лепидокрокит и гематит. Менее распространены сложные сульфосоли свинца, сурьмы, кобальта и др. Характерно их совместное формирование с золотом и локализация в кварцевых и реже серицит-кварцевых прожилках.

На месторождении Албын руды в основном представляют зоны прожилковой, прожилково-вкрапленной и вкрапленной золото-кварц-сульфидной и золото-кварцевой минерализации. Формирование золотых руд шло в два этапа. В первый этап (золото-кварц-малосульфидная формация) происходило формирование кварцевых жил, сложенных молочно-белым кварцем, как правило, друзовидным или гребенчатым. При этом характерно, что золото приурочено только к жилам и прожилкам кварца определенного направления: северо-восточного и восток-северо-восточного. С этим кварцем связано образование свободного самородного разно размерного золота. Размер золотин – от долей до 2 редко более миллиметров. Более крупное золото присутствует в кварце, а золото тонкое, как правило, тоже свободное, тесно ассоциирует с карбонат-серицит-кварцевым агрегатами и с арсенопиритом, выполняя в нем трещинки и интерстиции. В отдельных случаях более крупные трещины в арсенопирите выполнены кварц-серицит-карбонатным агрегатом, в котором также содержится свободное тонкодисперсное золото. Кроме того, значительная часть тонкодисперсного золота локализована в железистом (сидерите), а чаще – в железисто-марганцевых (анкерите или олигоните) карбонатах, совместно с арсенопиритом, выполняющими тонкие прожилки в кварце или в серицит-кварц-карбонатном агрегате. Это так называемое «остаточное» золото, кристаллизация которого происходила на завершающей стадии золоторудного процесса.

Иногда в рудах месторождения в золоте отмечается незначительная примесь ртути, максимальное количество которой – (до 1,6%) и сурьмы (доли процента). Кроме того, в центральной части месторождения (район будущего карьера) в золоте отмечается незначительное количество цинка и свинца, а в шлихах отмечается значительное количество галенита и несколько меньшее сфалерита.

Учитывая, что на восточном и западном флангах месторождения отмечаются различные минеральные ассоциации рудных минералов, можно предположить, что и золотое оруденение здесь было различное – разные фазы единого этапа оруденения. Так, золото на восточном фланге связано, скорее всего, с более низкотемпературной фазой (галенит – сфалерит – арсенопирит предположительно второй генерации) – последняя подстадия рудной стадии. Оруденение на западном фланге, видимо, приурочено к более высокотемпературной подстадии рудного процесса. Ассоциация этой подстадии отличается значительным количеством магнетита, титаномагнетита, а также присутствием арсенопирита, образующим многочисленные

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

прожилки сложного состава. В арсенопирите, по данным рентгенографического анализа, идентифицированы фазы пирита, скородита, оксида мышьяка – арсенолита, марказита, фармакосидерита, вендвильсонита, фимпсборнита, клаудетита.

Электронно-микроскопическим анализом установлено, что значительная часть золота содержит включения кварца. При этом складывается впечатление (судя по четким кристаллографическим формам кварца), что кристаллизация кварца происходила несколько раньше кристаллизации самого золота. При образовании золота происходил «захват» уже сформированных кристаллов кварца. Однако отмечается и иная картина – последующее выполнение полостей в золоте кварцевым агрегатом; кварц расщепленный, не имеющий четких кристаллографических очертаний.

Зона окисления на месторождении Албын имеет, в основном, линейно-площадной характер; мощность ее варьирует от 5-7 до 55 м., достигая иногда 80 м. Как правило, извлечение золота при кучном выщелачивании существенно зависит от степени проработки коры выветривания (зоны окисления), что неоднократно было установлено при изучении месторождений Пионер, Покровское, Маломыр. Однако при проведении технологических испытаний малообъемных проб золотых руд (до 500 кг) как окисленных, так и первичных, было установлено, что распространение зоны окисления и особенности ее гипергенной проработки практически не влияет на степень извлечения золота. В процессе выщелачивания извлечение золота происходит практически идентично как из окисленных, так и из первичных руд (до 90-95%). Видимо, это обусловлено тем, что практически все золото на месторождении Албын: от нанометрового до относительно крупного, свободное, а тонкодисперсное (включая нанометровое) золото связано в значительной степени с легко выщелачиваемыми карбонатами. Поэтому, основываясь на минералогических особенностях руд, можно предположить, что золото из них будет извлекаться достаточно хорошо.

СПОСОБ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОКАЗАТЕЛЯ КОНТРАСТНОСТИ

А. Н. Храмов

e-mail: myazinvpchita@mail.ru, Россия, г.Чита

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Читинский государственный университет» (ГОУ ВПО ЧитГУ)

В условиях вовлечения в эксплуатацию месторождений бедных, забалансовых и труднообогатимых руд возрастает роль развития технологии обогащения полезных ископаемых, что в свою очередь предполагает совершенствование и создание принципиально новых методических основ проведения исследований на обогатимость минерального сырья, в том числе оптимизации подготовительных процессов.

Исследование руд по выбору оптимальной крупности подготовительных процессов и разработка эффективной схемы обогащения являются сложнейшей задачей со многими неизвестными, требующей внимательного сопоставления мно-

гих, часто противоречивых данных и постановки многочисленных экспериментов.

Трудоемкость и долгосрочность такого исследования связана с тем, что использование для этих целей традиционных способов и методик предполагает проведения изысканий по выбору оптимальных параметров подготовительных процессов совместно с отработкой параметров разделительного процесса, требующих значительного объема экспериментальной работы. При этом изучаемые зависимости дробимости, измельчаемости и раскрываемости руд от степени разрушения не имеют экстремального характера, что не позволяет определить оптимальную степень раскрытия ценных минералов.

Исследованием руд по выбору оптимальной крупности подготовительных процессов занимаются множество зарубежных и отечественных ученых, которыми используются несколько известных способов и методик. Основным недостатком, которых заключается в том, что выбор оптимальных параметров разрушения руды и степени раскрытия ценного минерала от продолжительности или степени разрушения по математическим моделям, имеющим пропорциональную зависимость, не представляется возможным по причине отсутствия экстремумов. Т.е. определяется динамика процесса и категория (класс) дробимости, измельчаемости или раскрываемости, но не численное значение оптимальных параметров измельчения.

Область оптимальных параметров подготовительных процессов (дробления, измельчения) руды характеризуется максимальной степенью раскрытия и минимальной степенью переизмельчения ценного минерала. При разрушении руды для достижения максимального раскрытия ценного минерала образуется труднообогатимая часть материала – шламы (переизмельченные зерна минералов), составляющими которой могут быть как тонкие частицы ценного минерала, так и тонкие частицы вмещающих пород. Чем больше выход шламов, тем выше значение показателя контрастности т.к. степень раскрытия ценного компонента увеличивается, но при этом снижается обогатимость за счет увеличения доли труднообогатимой части руды.

Для наглядности процесс раскрытия от времени измельчения (дробления) схематично можно представить следующим образом (рисунок 1, а): исходная руда (поз. А) – фракционный состав максимальный выход фракции сростков плюс незначительный выход фракций раскрытых зерен ценного минерала и зерен вмещающих пород; конечное состояние (поз. Б) соответствует полному раскрытию ценного минерала (отсутствию фракций сростков), при этом наблюдается максимальный выход фракций раскрытых зерен ценного минерала и вмещающих пород, а также максимальный выход фракции переизмельченных зерен ценного минерала и вмещающих пород; фракционный состав промежуточных проб руды (измельченных или дробленных с различными промежутками времени) будет представлен различным соотношением выходов выше перечисленных фракций и характеризоваться определенными значениями показателя контрастности (M_1 до M_8).

Как известно, под контрастностью руды понимается степень неравномерности распределения ценного компонента в отдельных кусках (фракциях, порциях и т.п.) руды. Количественной характеристикой (показателем) контрастности пробы минерального сырья является средневзвешенное относительное отклонение содержаний ценного компонента во фракциях от среднего его содержания в пробе. Значение величины показателя контрастности в зависимости от степени раскрытия ценного компонента имеет пропорциональную закономерность и может изменять-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ся в пределах от 0 до 2,0 (рисунок 1, б).

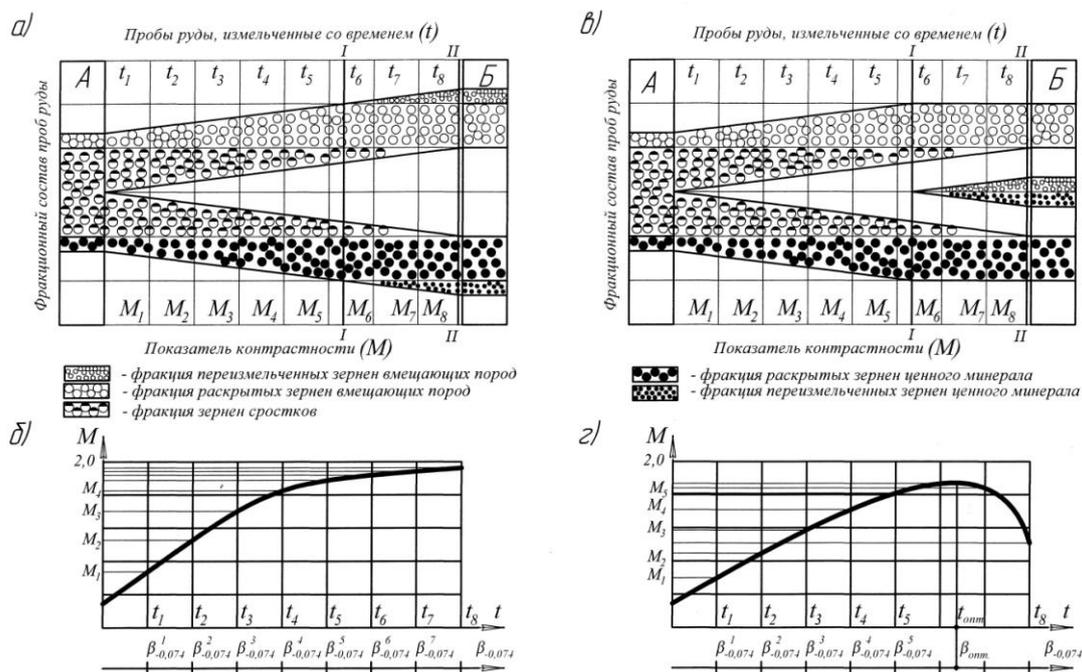


Рисунок 1 - Схема распределения фракций (а, в) и графики зависимости показателей контрастности (б, г) при измельчении проб руды с различными промежутками времени

При математической обработке результатов фракционирования с учетом шламовых фракций раскрытых зерен ценного минерала и зерен вмещающих пород одной объединенной фракцией (рисунок 1, в), приобретающей какое-то среднее содержание ценного компонента значение показателя контрастности с увеличением выхода этой фракции будет снижаться, т.е. появится экстремум, который позволяет определить графическим или математическим путем численное значение оптимальных параметров подготовительных процесса руды для определенного метода обогащения (рисунок 1, г).

Расчет в этом случае показателя порционной контрастности (\$M_{\text{п}}\$) производится по формуле:

$$M_{\text{п}} = \frac{\sum_{i=1}^m |(\beta_i - \alpha)| \cdot \gamma_i}{100 \cdot \alpha} + \frac{|\beta_{\text{шл}} - \alpha| \cdot \gamma_{\text{шл}}}{100 \cdot \alpha},$$

где \$\alpha\$ – содержание ценного компонента в пробе,%; \$\beta_i\$ – содержание ценного компонента в кусках (фракциях),%; \$\gamma_i\$ – выход куска (фракции) от общей массы изучаемой пробы,%; \$i\$ – порядковый номер куска (фракции) изучаемой пробы, \$m\$ – число кусков (фракций), составляющих пробу, без шламовых фракций; \$\beta_{\text{шл}}\$ – содержание ценного компонента в объединенной шламовой фракции,%; \$\gamma_{\text{шл}}\$ – выход объединенной шламовой фракции от общей массы изучаемой пробы, %.

По итогам проведенных теоретических и практических исследований установлено, что предлагаемый способ количественной оценки раскрытия мине-

рального сырья является объективным методическим инструментом для оптимизации подготовительных процессов, как для предварительного обогащения, так и для разделительных процессов основного цикла.

Кроме того, решение поставленной задачи даст возможность по кривым контрастности построенным на результатах исследований в области оптимальной степени раскрытия ценного компонента определять теоретические прогнозные показатели обогащения минерального сырья и оценивать проектную или действующую технологии переработки данного сырья.

В этой связи применение данного способа при решении проблем технологического характера на предприятиях позволит вовлечь в переработку и в целом повысить эффективность технологии обогащения низкосортного минерального сырья.

ФОРМИРОВАНИЕ ФРАКЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК И ГРАНИЦ РАЗДЕЛЕНИЯ В ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДАХ ОБОГАЩЕНИЯ

Е.Ф. Цыпин, К.Н. Аринов, Т.Ю. Овчинникова

e-mail: gmf.opi@ursmu.ru, Россия, г. Екатеринбург,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский государственный горный университет» (ГОУ ВПО УГГУ)

Элементарный акт разделения в процессах информационного обогащения основан на обязательном измерении характеристик разделяемых кусков.

Одновременно может производиться измерения не одного, а нескольких параметров. Кроме измерения характеристик в этих методах осуществимы и другие информационные процедуры, например, преобразование измеряемых параметров или характеристик кусков в новые комплексные характеристики $\xi = f(\xi_1; \xi_2 \dots)$.

Новые признаки приводят к появлению новых фракционных характеристик сырья, которые количественно выражаются функциями: плотностью распределения – $\alpha_{исх}(\xi_j)$ и $\beta_{исх}(\xi_j)$.

В простейшем случае новым признаком может быть некий интегральный показатель куска, определяемый суммированием нескольких первичных частных идентичных показателей меньшей информативности:

$$\xi = \sum a_i \xi_i$$

где a_i – весовой коэффициент i -ого показателя.

Примером тому является случайный характер связи массовой доли и её оценка меняют вид и смысл фракционных характеристик сепаратора с поверхностным признаком разделения. Например (рисунок 1), $\alpha(\xi)$ для частного случая поверхностного признака с интегральным измерением характеристик всей поверхности куска (штриховые линии) при переходе к одно- или многостороннему «осмотру» видоизменяется (сплошные линии), а β -функция становится случайной, которая характеризуется линией регрессии (совпадает с β -функцией по средним значениям) и доверительным интервалом с заданным уровнем вероятности. В этом случае меняется процедура прогноза показателей разделения. Она должна включать неоднократное вычисление показателей разделения при каждом значении массовой доли оценки ξ ,

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

по которому с помощью генерирования случайных реализаций выбирается значение массовой доли $\beta_l(\xi)$ с учётом, например, нормального распределения массовой доли относительно точек линии регрессии $\beta = f(\xi)$.

Показатели отдельных реализаций определяются по известным формулам:

$$\gamma_{k,x} = \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} w_{и}^{част}(\xi) \varepsilon_{k,x}(\xi) d\xi;$$

$$\beta_{k,x}^i = \frac{1}{\gamma_{k,x}} \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} w_{и}^{част}(\xi) \beta_i(\xi) \varepsilon_{k,x}(\xi) d\xi,$$

где: $\gamma_{k,x}$ – выход продукта разделения; $\beta_{k,x}^i$ – массовая доля компонента в продуктах разделения при i -ой реализации; $w_{и}^{част}(\xi)$ – плотность распределения исходного сырья по частным реализациям признака разделения ξ (оценке массовой доли); $\varepsilon_{k,x}(\xi)$ – сепарационная характеристика аппарата; $\beta_l(\xi)$ – массовая доля компонента в куске с признаком разделения ξ при i -ой реализации.

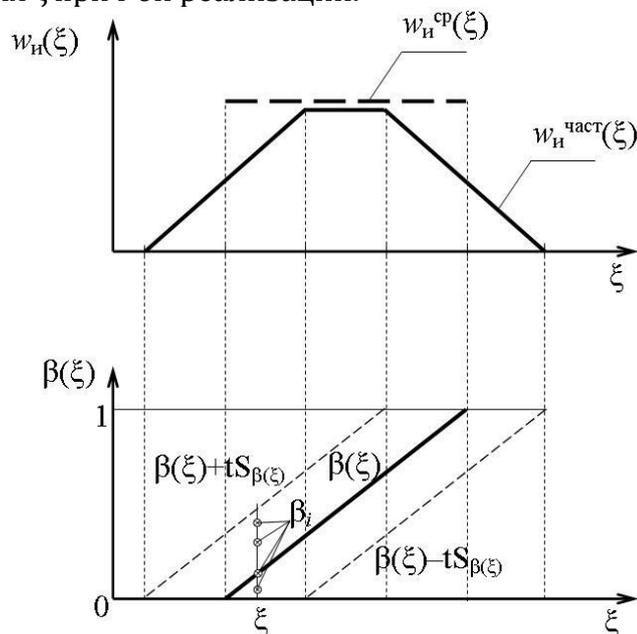


Рисунок 1 – Видоизменение функций фракционного состава при переходе от средних (ср) значений признака по куску к частным (част)

При едином шаге интегрирования и постоянстве пробы показатели прогноза могут определяться как средние арифметические показателей всех частных реализаций. Показатели прогноза без учёта случайного характера связи (по средним значениям признака) всегда завышены.

Таким образом, поверхностные способы получения информации о массовой доле компонента приводят к возникновению случайных составляющих погрешностей метода, что приводит к видоизменению функций фракционного состава, в том числе переводят β -функцию в разряд случайных, что требует особых процедур при использовании фракционных характеристик для прогноза показателей разделения.

Получение большей информации улучшает вновь полученные фракционные характеристики сырья снижает уровень неопределённости в случае β -функции по-

вышает эффективность разделения.

В другом случае измеренные характеристики позволяют повысить точность измерения содержаний благодаря учёту во вновь получаемых признаках переменных параметров (размер, масса куска, геометрия измерения, метод спектральных отношений в рентгенофлуоресцентной сепарации) или увеличению контраста признака разделения (учёт селективного характера спектров при фотометрической сортировке прозрачных, полупрозрачных и непрозрачных кусков и т.п.)

В третьем случае новый признак целесообразно формировать при определённых целевых функциях разделения. Примером может служить задача коллективного обогащения с целевой функцией $\gamma_x \rightarrow \max$ и ограничениях по содержанию элементов в хвостах ($u_1 \leq u_{1\text{зад}} \cup u_2 \leq u_{2\text{зад}} \cup u_3 \leq u_{3\text{зад}} \dots$), здесь $u_{1\text{зад}}, u_{2\text{зад}}, u_{3\text{зад}}$ – предельно допустимое содержание в хвостах 1, 2, 3 компонентов.

Признаком при возможности определения содержаний нескольких элементов (компонентов) одновременно (реализуется в рентгенофлуоресцентных сепараторах, особенно с полупроводниковыми датчиками). Простейшие формулы новых признаков могут иметь вид:

$$\xi = a_1 \xi_1(\alpha_1) + a_2 \xi_2(\alpha_2) + a_3 \xi_3(\alpha_3) + \dots,$$

где a_1, a_2, a_3 – весовые коэффициенты, имеющие например смысл условной ценности соответствующего компонента (элемента); $\xi_1(\alpha_1), \xi_2(\alpha_2), \xi_3(\alpha_3)$ – первичные признаки, коррелированные с содержаниями компонентов (элементов).

Для всех рассмотренных выше случаев достаточно одной простой численности задаваемой границы разделения.

Для нескольких первичных или вновь полученных признаков в информационных методах для однократного разделения может быть задано несколько границ для каждого из признаков.

В этом случае функции фракционного состава многомерны $\mathcal{I}(\xi_1; \xi_2; \xi_3 \dots)$, $\beta_{\text{исх}}(\xi_1; \xi_2; \xi_3 \dots)$ и границы устанавливаются по каждому признаку отдельно. Отличие информационных методов от прочих в том, что даже при использовании многомерных фракционных характеристик и нескольких границ в них разделение может осуществляться в одном сепараторе за один приём, а в прочих методах для каждой границы каждого метода необходима отдельная операция.

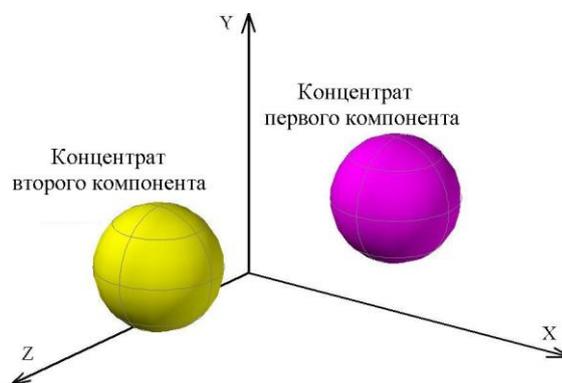


Рисунок 2 – Иллюстрация задания границ разделения двумя гиперповерхностями в случае трёхмерных фракционных характеристик по признакам X, Y, Z

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Наиболее эффективным способом (рисунок 2) для многомерных фракционных характеристик является аналитическое или цифровое задание границы гиперповерхностью или несколькими гиперповерхностями (в случае отделения нескольких, например, цветовых разновидностей от основной при использовании в качестве признаков трёхцветных координат в сепараторах с кодированием в системах RGB или XYZ).

В этом варианте за один приём возможно получение коллективного концентрата одного или двух компонентов или за два приёма получение двух селективных концентратов.

При нескольких граничных гиперповерхностях дополнительно вводятся логические функции, расширяющие возможности распознавания объектов сортировки и повышающие эффективность разделения.

УПРАВЛЕНИЕ ОБОГАЩЕНИЕМ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД НА ОСНОВЕ КОМПЛЕКСНОГО РАДИОМЕТРИЧЕСКОГО АНАЛИЗА РУДЫ

*З. Ганбаатар, Л. Дэлгэрбат, А.М. Дуда, В.В. Морозов**

e-mail: ganbaatar@erdenetmc.mn. Монголия, г. Эрдэнэт

Совместное Монголо-Российское предприятие «Предприятие Эрдэнэт»

*e-mail: dchmggu@mail.ru, Россия, г. Москва,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ГОУ ВПО МГГУ)

Современные системы управления технологических процессов переработки руд основаны на достоверном и непрерывном экспресс-анализе элементного состава руды и продуктов обогащения.

Задачи оперативного мониторинга элементного состава руды и продуктов обогащения решаются на большинстве предприятий с применением рентгенофлюоресцентных анализаторов.

Для средних и больших обогатительных фабрик целесообразен анализ продуктов непосредственно в технологических потоках. Использование результатов элементного анализа твердой фазы измельченной руды и продуктов обогащения осуществляется технологическим персоналом для субъективного управления технологическим процессом или автоматизированными системами управления технологическими процессами, использующими принципы детерминированного или стохастического управления.

Новым направлением решения задачи управления обогатительными процессами на основе радиометрической информации о сортности руды является применение использование изображений в видимой части спектра.

Разработанная на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» система ранней диагностики руды на базе видео имидж-анализа основана на использовании интегрированного видеоизображения, формирующегося с помощью современных программно-технических средств. Система позволяет получить информацию в реальном времени как по минералогическому составу, так и по типам руды, со степенью

достоверности, достаточной для принятия адекватных решений по настройке измельчительного и флотационных переделов. Система так же позволяет получить данные по гранулометрическому составу руды, поступающей в операцию рудоподготовки.

Особенностью системы видеоанализа руды является отсутствие сложных средств отбора проб и их доставки в анализатор, что исключает сопутствующие при этом технические проблемы и повышает надёжность работы системы в целом. Для исключения влияния на качество видеоизображений внешних факторов (пыль, влага, и др.) и приведения его к однотипным условиям, за 50-100м от системы, над конвейером, устанавливается дождевальная установка слабой интенсивности, а за 20-30м, также над конвейером, осушка тёплым воздухом – для удаления поверхностной влаги.

Сутью метода видеоанализа является проведение минералогического анализа и оценка сортности руд по их внешнему виду. Современные средства получения видеоизображений в цифровом формате и компьютерные средства обработки позволяют сделать это с довольно высокой эффективностью.

Первоначально в базу данных созданной системы были внесены видеоизображения всех известных минералов месторождения «Эрдэнэтийн – Овоо». Путем специальной программной обработки были созданы компьютерные образы этих минералов. Пример спектра халькопирита - так называемый эталон минерала в видимом диапазоне представлен на рисунке 1.

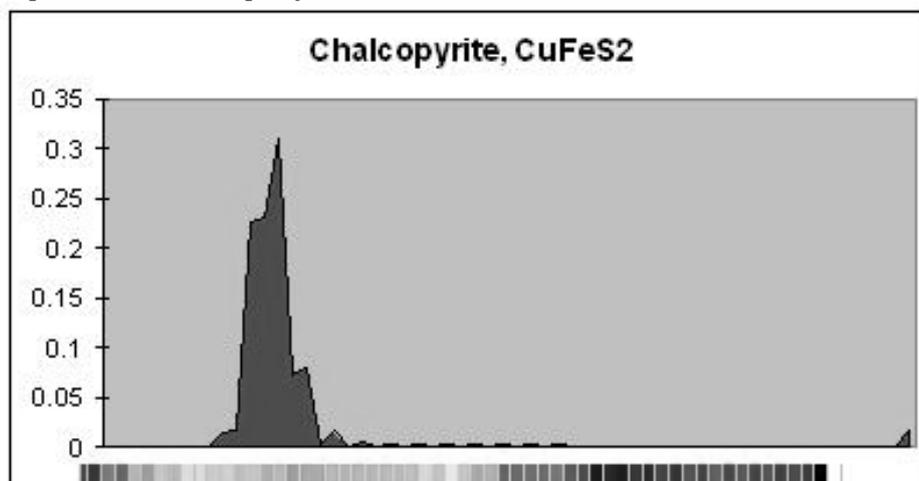


Рисунок 1 - Видео эталон халькопирита

Дальнейшим этапом было создание эталонов основных технологических сортов руд, перерабатываемых на обогатительной фабрике. Благодаря свойству аддитивности цифровых изображений эталон руды может быть представлен как средневзвешенное от спектров составляющих минералов.

Задача определения сортности поступающей на переработку руды состоит в определении ее схожести к основным технологическим типам руд. В отличие от систем оценки сортности руд, основанных на показаниях рентгенофлуоресцентных датчиков вещественного состава, данная система дает прямую информацию о степени окисленности руды. Степень окисленности руды определяется как соотноше-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ние массовой доли меди в окисленных минералах к общей массовой доле меди. Одновременно производится определение соотношения первичных и вторичных сульфидов меди, фиксируется наличие и массовая доля сланцев и других минералов, присутствие которых оказывает влияние на процесс флотации.

Полученное изображение (рисунок 2) несет в себе информацию о морфологических характеристиках минеральных комплексов, в т.ч. данные о характере вкрапленности рудных минералов. Такая информация позволяет дать рекомендации о целесообразной крупности измельчения руды, обеспечивающей оптимальное раскрытие минеральных сростков.

Базовая настройка технологического процесса может производиться на основе оценки сортности перерабатываемой руды, производимой по показаниям, как анализаторов элементного состава, так и анализаторов видеоизображения.

Управление последующими обогатительными процессами может осуществляться в автоматическом или полуавтоматическом режиме и предполагает выбор оптимальных решений на основе обработки информации о сортности руды.

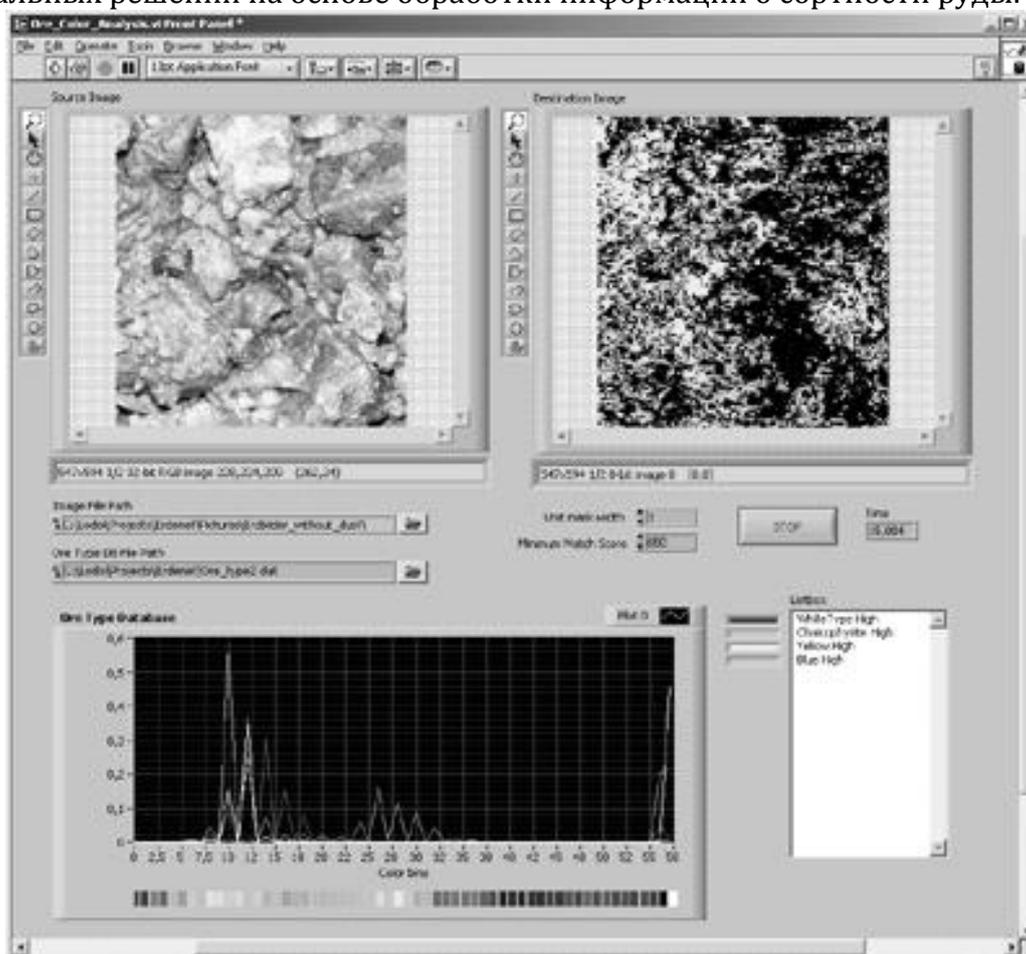


Рисунок 2 - Пример преобразования видеоизображения и получения спектрального эталона руды:

а – исходное видеоизображение; б – преобразованное видеоизображение; г – спектральная характеристика (эталон) руды

Выбор оптимальных технологических режимов производится на основе обработке технологической информации за предшествующие промежутки времени, в которых перерабатывалась руда схожего состава.

В массив исходных данных включены расходы реагентов, переработка руды, крупность измельчения и т.д.

Подпрограммы мониторинга отдельных узлов схемы работают с взаимной оценкой и корректировкой решений.

Одной из подпрограмм обеспечивается расчет расхода реагента с использованием экономических критериев.

Проведенными испытаниями показано, что разработанная система автоматизированного управления процессом коллективной флотации на основе комплексного радиометрического анализа руды, обеспечивает повышение извлечения меди на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» на 1,5%, молибдена на 2,0%, сокращение расхода собирателя и вспенивателя.

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕТОДОВ ВИБРОАКУСТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

В.П. Топчаев, К.Я. Улитенко, В.И. Соколов, В.В. Морозов, Л. Бокани***

e-mail: scma@scma.ru, Россия, г. Москва

Научно-производственное объединение «Союзцветметавтоматика»

*e-mail: dchmggu@mail.ru, Россия, г. Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ГОУ ВПО МГГУ)

**e-mail: ejtblj@uni-miskolc.hu Венгрия, г. Мишкольц

Мишкольцкий технический университет

Для анализа процесса измельчения могут использоваться различные характеристики акустического сигнала, снимаемого микрофоном, устанавливаемым под барабаном мельницы в зоне наиболее интенсивного падения шаров. Как правило, используется специальная конструкция микрофонного устройства, которая обеспечивает подавление посторонних боковых шумов на уровне не менее 40 дБ.

Спектр акустического сигнала характеризуется определенной формой (рисунок 1) и характеризуется удовлетворительной устойчивостью и воспроизводимостью (таблица 1).

В программном обеспечении анализатора был реализован следующий алгоритм обработки шумовых сигналов:

1 - оцифровка сигнала с акустического или вибрационного датчика с помощью быстродействующего АЦП (20 кГц) и формирование в памяти цифрового образа сигнала $A(t)$ за $\Delta t = 30$ секунд;

2 - получение амплитудно-частотного спектра сигнала $S(\omega)$:

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

$$S(\omega) = \int_0^{\Delta t} A(t) \exp(-j\omega t) dt \quad (1)$$

3 - вычисление спектра сигнала по его дискретной выборке производится с помощью процедуры быстрого преобразования Фурье.

4 - вычисление мощности сигнала $P(\omega)$ в спектральном диапазоне частот $[\omega_1 \omega_2]$:

$$P(\omega) = \int_{\omega_1}^{\omega_2} S^2(\omega) d\omega ; \quad (2)$$

при этом полосы частот $[\omega_1 \omega_2]$ выбираются исходя из предварительного анализа спектра. Вычисление частоты Райса – частоты двоичного сигнала $\text{sign}A(t)$, что соответствует частоте переходов исходного сигнала $A(t)$ через 0;

5 - вычисление эксцесса (степени асимметрии) g спектрального распределения:

$$g = \frac{m_2(\omega)}{m_4(\omega)} - 3 \quad (3)$$

где $m_2 = \overline{(S(\omega) - \overline{S(\omega)})^2}$ - момент спектрального распределения 2 порядка, $m_4 = \overline{(S(\omega) - \overline{S(\omega)})^4}$ - момент спектрального распределения 4 порядка.

6. Вычисление различных комбинаций описанных выше параметров спектрального распределения.

При увеличении загрузки мельниц амплитуда спектральных составляющих уменьшается неравномерно, причем больше в области высоких частот. Последнее обстоятельство приводит к искажению формы спектра и величины его асимметрии.

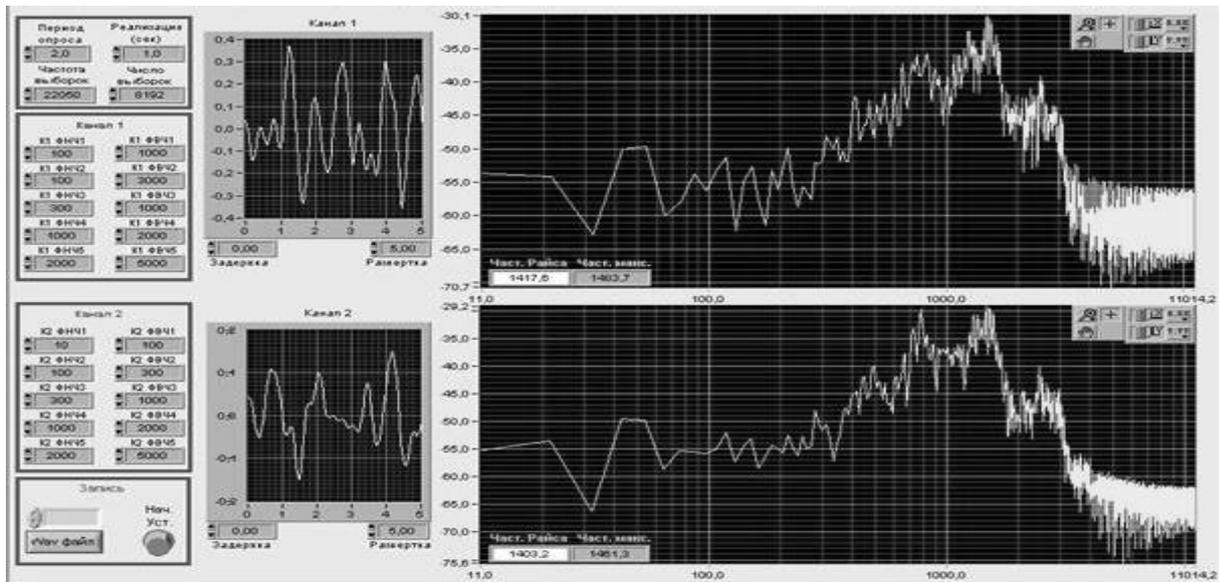


Рисунок 1 - Динамическая (окна слева) и спектральная (окна справа) характеристики шумовых сигналов для акустической (вверху) и вибрационной (внизу) составляющих

Таблица 1 - Параметры звукометрического анализа объемного заполнения мельницы

№	Параметр контроля	Чувствительность	Шум, %
1	Мощность в полосе частот 200-2000 Гц	0,8-1,2	4-8
2	Мощность в полосе частот 400-800 Гц	0,8-1,0	6
3	Мощность в полосе частот 800-1600 Гц	1,4-1,6	до 10
4	Мощность в полосе частот более 2200 Гц	1,4-1,6	до 10
5	Отношение мощности сигнала в диапазонах 400-800 Гц и 800-1600 Гц	0,3-1,0	20-30
6	Экссесс (высокий уровень сигнала)	1,5-2,0	50
7	Экссесс (низкий уровень сигнала)	1,5-2,0	25
8	Частота Райса	0,1-0,2	28

При использовании математического аппарата спектрального анализа используется комплекс параметров, наиболее тесно связанных с контролируемым технологическим параметром. На Абагурской ОФ наилучшие результаты были получены при использовании в качестве информационного параметра отношения мощности сигналов в диапазонах 400-800 Гц и 800-1600 Гц.

Полученная градуировочная зависимость (рисунок 2) характеризуется значениями коэффициента определенности 0,96.

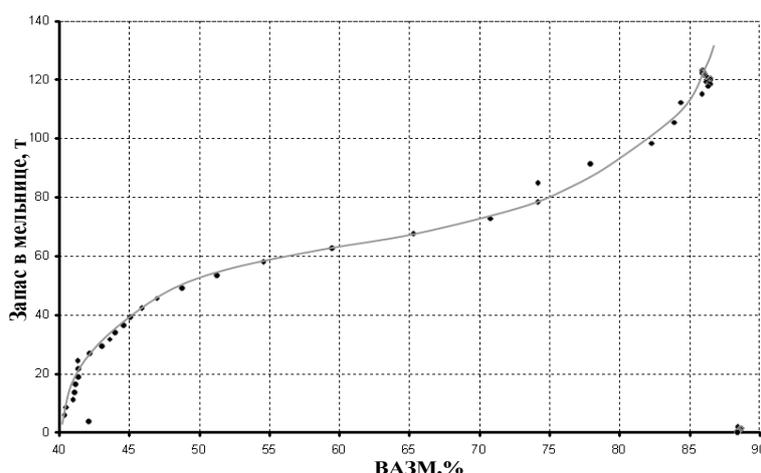


Рисунок 2 - Градуировочная зависимость запаса руды в мельнице от показаний ВАЗМа

Аналогичные параметры сигнала использованы для оценки степени заполнения барабана мельницы на обогатительной фабрике Стойленского ГОКа. Для обогатительной фабрики ГОКа Эрдэнэт наилучшее корреляционное соотношение между степенью заполнения барабана и акустическими параметрами было достигнуто при использовании в качестве последнего мощности шума в полосе частот 800-1600 Гц. Характеристики связей параметров работы мельницы с комплексным виброакустическим параметром «ВАЗМ» приведены на рисунке 3.

Комплексный виброакустический параметр «ВАЗМ» изменяется в пределах от 0 до 100%, что соответствует значениям сигналов при гипотетической максимальной перегрузке мельницы (ВАЗМ = 100%) и отсутствию загрузки руды в мельницу

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

(ВАЗМ = 0%). Рабочий режим для шаровых мельниц лежит при значениях ВАЗМ от 30 до 90%. Граница рабочего режима и режима перегрузки лежит в области 75-85%. Значения ВАЗМ 85-87% обычно соответствуют режиму перегрузки.

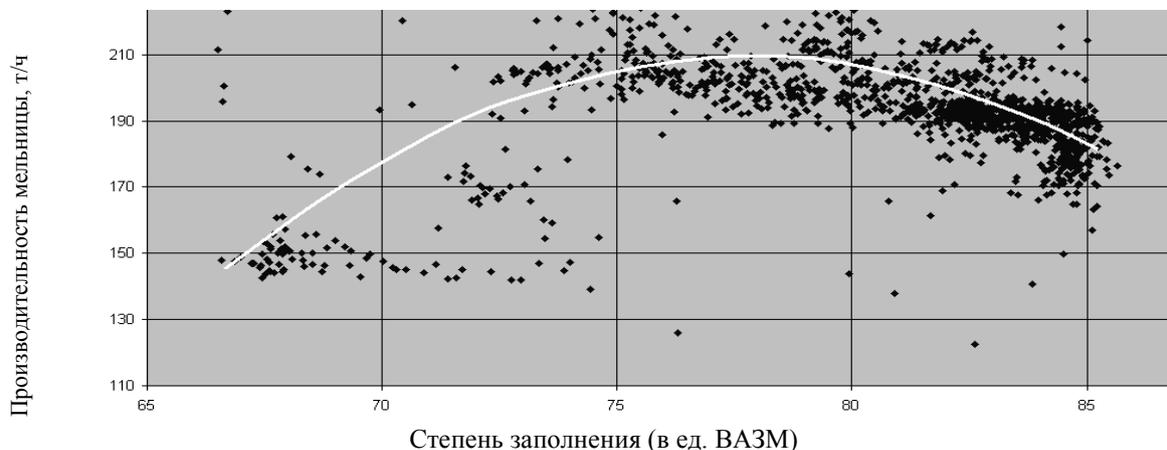


Рисунок 2 - Зависимость производительности мельницы от степени ее заполнения (комплексному параметру «ВАЗМ»)

Разработанный акустический параметр загрузки барабана мельницы применим и как самостоятельная задающая функция в системах управления загрузкой мельницы в условиях возврата песков с операции классификации.

Результаты проведенных промышленных испытаний показали возможность повышения производительности и качества измельчения железных руд (таблица 2).
Таблица 2 - Изменения производительности и энергопотребления при переходе к стабилизации по ВАЗМу

№	Параметр	Прирост параметра абсолют.ед. /% к среднему		
		75	77.5	80
1	Переработка, т/ч	+0.7 / 0	+8.0 / 2.5	+15.0 / 5.0
2	Выход готового класса,%	+1.04	+2.54	+1.74
3	Производит. по гот. классу, т/ч	+3.75 / 2	+5.75 / 3	+5.75 / 3
4	Уд.расход эл.энергии (по руде), кВт.ч/т	0	-0.09 / 1.5	-0.18 / 3
5	Уд.расход эл.энергии (по кл -74 мкм), кВт.ч/т	-0.18 / 2	-0.48 / 5	-0.78 / 8

Оптимизация шарового заполнения по активной мощности позволяет еще примерно на 5% снизить удельное энергопотребление. Переход на режим стабилизации гранулометрического состава на сливе гидроциклона может дать дополнительный прирост производительности по готовому классу до 10%.

Таким образом, проведенные исследования позволяют сделать вывод о эффективности применения виброакустического метода контроля параметров работы измельчительного оборудования для повышения эффективности его работы.

ВОЗМОЖНОСТИ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ В РУДОПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ОПЕРАЦИЯХ ФЛОТАЦИОННЫХ ФАБРИК

С.В. Мамонов

e-mail: Mamonov_SV@umbr.ru, umbr@umbr.ru, Россия, г. Екатеринбург
Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр»
(ОАО «Уралмеханобр»)

Эффективность флотационного обогащения любой руды неразрывно связана с качеством её подготовки к флотации. В первую очередь это касается оптимального гранулометрического состава флотируемой руды, который обеспечивает раскрытие зерен полезного минерала (без переизмельчения) и отделение их от пустой породы.

Для выделения готового по крупности материала в циклах измельчения руд, как правило, применяется гидравлическая классификация, осуществляемая в механических классификаторах или гидроциклонах. При этом, эффективность классификации по готовому классу крупности в указанных аппаратах не превышает 45-50%. Это приводит к уменьшению производительности мельницы по готовому классу, увеличению циркуляционной нагрузки, а также переизмельчению зерен полезных минералов, что в конечном итоге снижает извлечение ценных компонентов в концентрат.

В последнее время на некоторых горно-обогатительных предприятиях гидроциклоны отечественного производства заменены на гидроциклонные установки фирмы «Доберсек», которые снабжены средствами автоматического поддержания давления в гидроциклонах и имеют высокую стоимость. Однако, практика работы предприятий, внедривших указанные установки, показала лишь незначительный прирост эффективности классификации (до 50-55%).

Существенного улучшения эффективности классификации следует ожидать от применения тонкого грохочения, реализуемого на грохотах нового поколения. Очевидно, что разделение материала по крупности на сетке изначально более эффективно, чем разделение за счет центробежных сил, т.к. в гидроциклонах распределение частиц по продуктам классификации (слив и пески) носит вероятностный характер. Поэтому, тонкое грохочение на сетке должно обеспечивать более качественное разделение (за счет уменьшения погрешности классификации) и максимальный выход готовых по крупности классов в подрешетный продукт.

Для оценки перспективности применения тонкого грохочения в операциях тонкой классификации сульфидных медных и медно-цинковых руд, а также шлаков металлургического производства обогатительных фабрик Урала и Сибири, институтом «Уралмеханобр» в качестве испытательного агрегата был выбран высокочастотный грохот Repulper корпорации Derrick.

В ходе работы определены зависимости влияния конструктивных, технологических и эксплуатационных параметров тонкого грохочения на качественные и количественные показатели продуктов разделения.

По результатам работы можно сделать следующие выводы:

Содержание твердого в питании грохота. Наибольшее влияние на эффективность грохочения оказывает содержание твердого в питании грохота. Для достиже-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ния достаточно высокой эффективности классификации руд цветных металлов, подвергаемых в дальнейшем флотационному обогащению, нельзя произвольно снижать плотность в питании грохота, поскольку подрешетный продукт грохочения должен поступать на флотацию с оптимальной, для данного процесса, плотностью - 30-36% твердого.

Экспериментальным путем определено, что заданное устойчивое содержание твердого в подрешетном продукте достигается при плотности питания 39 - 45% (в среднем 42%) и стационарном угле наклона грохота 24°. С другой стороны, в промышленных условиях пульпа питания узлов классификации, определяемая сливом мельниц, как правило, содержит более 50% твердого.

Результаты исследований показали, что с увеличением плотности питания грохота до 55% эффективность классификации не превышает 60%, извлечение расчетного класса в подрешетный продукт не превышает 70%.

Повысить значения эффективности и извлечения при грохочении продуктов с весьма большой плотностью возможно путем внедрения дополнительного верхнего орошения. Установлено, что процесс классификации исходных материалов с плотностью 50% твердого протекает наиболее эффективно при расходе воды, подаваемой на орошение, равном 1,6 м³/ч.

Подача воды на верхнее орошение с оптимальным расходом позволяет повысить эффективность классификации до уровня 75-83%. При этом извлечение расчетного класса крупности в подрешетный продукт составляет 80%.

Необходимо отметить, что при использовании верхнего орошения с оптимальным расходом воды обводнение продуктов классификации не наблюдается: содержание твердого в подрешетном продукте составляет величину не ниже 30%, что является оптимальным для флотационного обогащения руд цветных металлов.

Размер разделения. Выбор размера разделения (размер ячеек сита) согласно литературным данным определяется размером зерна граничной крупности разделения.

Для исследованных проб эта величина колеблется в интервале 70-100 мкм. Это значение, с учетом наклона грохота (угол наклона грохота составляет 24°) должно быть увеличено на величину 1,25.

В таком случае, для практического использования применимы сита с ячейками 100 мкм и 125 мкм. Для использования в промышленных условиях предпочтение следует отдать ситам с размером ячейки, равным 125 мкм. Поскольку эффективность разделения на этих ситах при удельной производительности грохота 10 т/м²·ч составляет значения выше 75%, то при этом также наблюдается высокое содержание расчетного класса в подрешетном продукте грохота.

Содержание расчетного класса. Абсолютный прирост расчетного класса крупности -0,071 мм, получаемый при грохочении питания II и III стадий классификации при размере разделения 125 мкм и средней производительности грохота, равной 10 т/м²·ч, составит по предприятиям: ЗАО «Бурибаевский ГОК» - 38%; ЗАО «Урупский ГОК» - 34%; ОАО «СУМЗ» - 52%; ППМ ОАО «Уралэлектромедь» - 40%; ОАО «Учалинский ГОК» - 40%; ОАО «Святогор» - 48%; Сибайский филиал ОАО «Учалинский ГОК» - 40%; ОАО «Сибирь-Полиметаллы» - 38%.

При этом содержание расчетного класса в подрешетном продукте грохота будет

иметь величину, равную 80-95%.

Точность разделения. Грохот отсеивает 97-98% зерен материала размером, равным размеру ячеек установленного на нем сита. Иначе говоря, он пропускает в подрешетный продукт только 2-3% зерен выше этого размера и дает «чистую» ситовую характеристику, мало зависящую от производительности, в то время как на известных грохотах проход крупной фракции превышает значение 5-12%.

Эффективность грохочения. Снижение эффективности грохочения при увеличении нагрузки на грохот – общая закономерность, подтвержденная практическими исследованиями.

Предельная нагрузка на грохот, при которой идет «срыв» потока и практически нет выхода подрешетного продукта в исследуемой области, при испытаниях не была достигнута. По интерполяции построенных кривых можно предположить, что критическая нагрузка лежит в области от 40-50 т/м²·ч.

На практике следует рекомендовать ведение отсева при ограниченной или оптимальной удельной производительности 10 т/м²·ч, что соответствует 85-90 т/ч для типового аппарата Стек-Сайзер. При этом эффективность грохочения будет находиться в среднем на уровне -75%.

Эффективность классификации (по представленным продуктам) составляет: ЗАО «Бурибаевский ГОК»-78%; ЗАО «Урупский ГОК»-56%; ОАО «СУМЗ»-73%; ППМ ОАО «Уралэлектромедь»-68%; ОАО «Учалинский ГОК»: от 62% (на хвостах коллективной флотации) до 70% (на сливе гидроциклонов); ОАО «Святогор» - 67%; Сибайский филиал ОАО «Учалинский ГОК»-77%; ОАО «Сибирь-Полиметаллы»-73%; ООО «Березовское рудоуправление»-77,6%.

Подрешетный продукт. Химический и минералогический анализы проб грохочения показывают устойчивую закономерность, заключающуюся в том, что при тонком грохочении наблюдается перераспределение ценных компонентов (в частности меди) по продуктам.

Прирост массовой доли меди в подрешетном продукте (относительно ее содержания в питании грохота), во всех рассматриваемых случаях, составил величину, равную для сульфидных руд (в относительных%): ЗАО «Бурибаевский ГОК» - 11%; ЗАО «Урупский ГОК» - 15,6%; ОАО «Учалинский ГОК» - 10%; ОАО «Святогор» -11%; Сибайский филиал ОАО «Учалинский ГОК» - 6,8%; ОАО «Сибирь-Полиметаллы» - 9%; для шлаков металлургического производства: ОАО «СУМЗ» - 34%; ППМ ОАО «Уралэлектромедь» - 40%.

Данный факт и лабораторные результаты флотации подрешетного продукта свидетельствуют о том, что установка грохотов тонкого грохочения в циклах рудоподготовки позволяет увеличить общее извлечение меди при флотационном обогащении на 2-3%. При тонком грохочении продуктов с использованием верхнего орошения и без такового характерно то, что обводнение подрешетного продукта не происходит. При содержании твердого в питании грохота 38-56% плотность подрешетного продукта составляет 29-37%, что является оптимальной для флотационного обогащения сульфидных руд и металлургических шлаков.

Экономические расчеты показали, что срок окупаемости внедрения данных аппаратов, в зависимости от объемов производства обогатительной фабрики, не превышает 2,5 лет.

**О ФОРМАХ УРАН-ВАНАДИЕВОГО ОРУДЕНЕНИЯ
И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРИЕМАХ ИХ ВСКРЫТИЯ**

В.А. Козлов, Г.Т. Баудагулова, А.П. Денисенко, А.С. Татаринов*, М. П. Зацепина**

Республиканское Государственное предприятие «Национальный центр
по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан»
(РГП «НЦ КПМС РК»)

* e-mail: kan@okhtz.ru, Россия, г. Москва

ОАО «Ведущий научно - исследовательский институт химической
технологии» (ОАО «ВНИИХТ»)

Распределение ванадия и урана в земной коре изучено и приведено в трудах А.Е. Ферсмана, А.Н. Заварицкого, В.М. Гольдшмидта, А.А. Саукова, Ф.Г. Смита и других. Среднее содержание ванадия в земной коре, по данным А.П. Виноградова, составляет 0,015%, а урана 0,0025%.

По распространенности в земной коре и способности образовывать собственные месторождения ванадий и уран относятся к типичным редким элементам.

На сегодняшний день известно более 170 минералов ванадия и 200 для урана. Высокой химической активностью, переменной степенью окисления, способностью к образованию комплексных соединений объясняют обилие ванадиевых и урановых минералов в природе.

Минимальный размер зерен, при которых индивид может быть отнесен к самостоятельному минералу, остается открытым. Это обстоятельство ставит под сомнение обилие уран – ванадиевых минералов.

Объектами исследований выбраны эндогенные изверженные руды и экзогенные осадочные породы.

Распределение ванадия и урана в изверженных горных породах имеет асимметрический характер. Их концентрация достигает максимума в основных породах (семейство габбро), снижается до низкого значения по мере приближения к кварц-содержащим породам (диорит, гранодиорит, гранит) и вновь проявляет тенденцию к возрастанию в гранитных пегматитах, характеризующихся наличием в них щелочных элементов. Такое распределение свидетельствует о наличии двух тенденций в поведении металлов в изверженных породах, одна из которых приводит к фиксации металла в кристаллических ассоциациях основных пород, а другая – к некоторому накоплению в остаточном расплаве, из которого формируются щелочные силикаты и ассоциирующие с ними акцессорные минералы типа апатита.

Металлы в основных породах, формирующихся при ранней магматической кристаллизации и низком окислительном потенциале, тяготеют к титану в низших степенях окисления.

Содержание ванадия и урана в черных сланцах экзогенного происхождения в 60 – 100 раз превышает кларк земной коры.

Изучая черные сланцы, супруги Е.А. и С.Г. Анкинович неоднократно отмечали необычайную выдержанность уран-ванадиеносного рудного горизонта на протяжении сотен километров от северо-западной оконечности хр. Каратау до Джебаглинских гор.

Наличие иных по возрасту, но очень близких по геохимии и минералогии чер-

носланцевые толщи Киргизии, Узбекистана и Китая позволяет предполагать какой-то единый, общий механизм их формирования.

Связь уран-ванадиевой минерализации черных сланцев с какими-либо определенными магматическими процессами, по мнению большинства исследователей, отсутствует.

Можно предположить эволюцию геохимического развития черных сланцев, состоящую из двух этапов: элементорганического и неорганического.

Попытки систематизации урановых и ванадиевых минералов по классам проводились неоднократно. Достаточно указать на раннюю работу Е.А Анкинович в которой было выделено три класса минералов: основные, характерные и редкие. В свою очередь каждый класс подразделяется по химическим типам соединений: сульфаты, фосфаты, силикаты и др. В более поздних работах показано, что основная доля минералов приходится на ванадаты и окислы, меньшая часть – на силикаты, оставшуюся десятую часть представляют сульфиды, арсенаты, фосфаты.

В настоящей работе приведена систематизация уран-ванадиевых минералов по областям гомогенности ионных пар (таблица 1).

Таблица 1 - Систематизация уран-ванадиевых минералов по областям гомогенности ионных пар

Классы	I	II	III	IV	V
Гомогенность	Me ²⁺	Me ²⁺ - Me ³⁺	Me ³⁺ - Me ⁴⁺	Me ⁴⁺ - Me ⁵⁺	Me ⁵⁺ -Me ⁶⁺
Тип соединения	сульфид	шпинелид	слюда	бронза	ванадат-уранат
Минералы	V ²⁺ S Патронит V ₂ S ₅ Сульванит Cu ₃ VS ₄ VS ₅ VS ₈ US US ₅ US ₈	V ²⁺ O · V ₂ ³⁺ O ₃ Монтрозеит (V,Fe)O·OH Манардит BaTi ₆ (V ³⁺ ,Cr ³⁺) ₂ O ₁₆ ·H ₂ O Кызылкумит VTiO ₄ (VO·Ti ₂ O ₃) Браннерит (UFeY)Ti ₂ O ₆ (U ₂ O ₃ ·Ti ₂ O ₃)	KV ³⁺ [V ⁴⁺ · Si ₃ O ₁₀]·[OH] ₂ V ⁴⁺ -Ba фенгит BaV ₂ ³⁺ (Si·V ⁴⁺) ₄ O ₁₀ ·4H ₂ O Черныхит Ba·(V ³⁺ ·V ⁴⁺ Al) ₂ · Si ₄ O ₁₀ ·2H ₂ O Роскоэлит Ba(V ³⁺ ·V ⁴⁺ Al)*Si ₈ · O ₁₀ ·2H ₂ O Коффинит U(SiO ₄) _{1-x} (OH) _{4x}	M _x V ⁴⁺ - V ⁵⁺ O ₄ Казахстанит Fe ₃ V ⁴⁺ V ⁵⁺ ₁₂ O ₃₃ ·8,55H ₂ O Бокит K·Al ₃ Fe ₆ ·V ₆ ⁴⁺ V ₂₆ ⁵⁺ O ₇₆ ·30 · H ₂ O Уранинит (U ⁴⁺ _{1-x} U ⁶⁺ O _{2+x}) Настуран от UO ₂ к UO _{2,25}	Me ₃ V ⁵⁺ O ₄ Барнесит Na ₂ V ₆ O ₁₆ ·3H ₂ O Хьюэттит CaV ₆ O ₁₆ ·9H ₂ O Тюямунит Ca(UO ₂) ₂ ·V ₂ O ₈ ·5- 8H ₂ O Карнотит K ₂ (VO ₂) ₂ (VO ₄) ₂ · 3H ₂ O Уранофан Ca(UO ₂) ₂ Si ₂ O ₇ · 6H ₂ O Отенит Ca(UO ₂) ₂ (PO ₄) ₂ · 10H ₂ O

К бесспорным факторам локализации уран-ванадиевого оруденения относится пластовое осадконакопление или зоны несогласия. Общеизвестно утверждение, что черные сланцы – биогенный продукт морей и океанов, в мелководной части которых концентрируются халькофильные, а в глубоководной - сидерофильные элемен-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ты. Главные вопросы – механизм концентрирования и какой минерал в черных сланцах следует отнести к первичному – остается открытым до сих пор.

Разнообразие структур и характера химической связи ванадиевых минералов определяет различие их свойств.

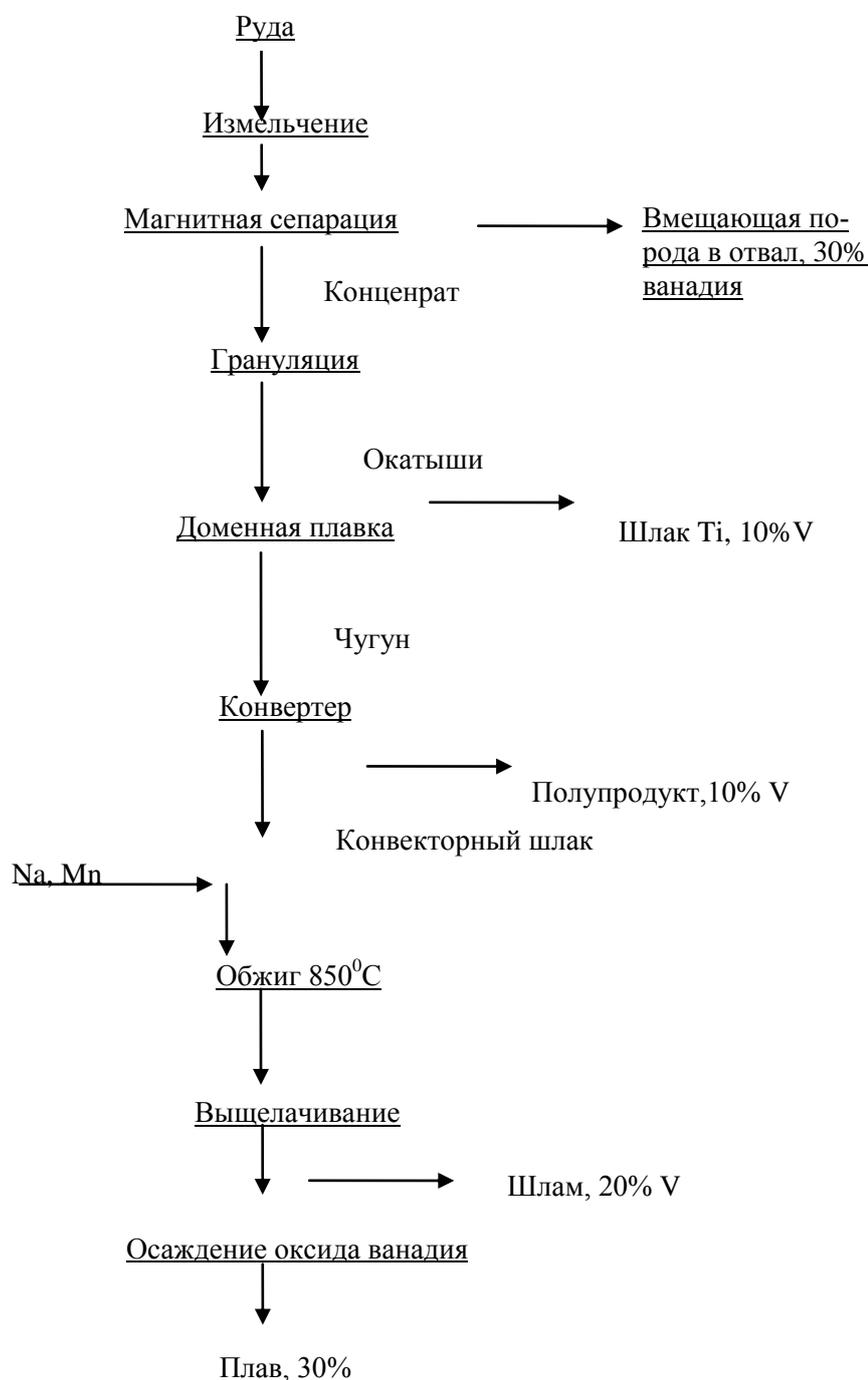


Рисунок 1 - Принципиальная технологическая схема производства оксида ванадия при переработке руд эндогенного происхождения

Хорошо растворимые в разбавленных кислотах (сульфиды, ванадаты), плохо-растворимые (слюды и бронзы) и очень плохо – шпинелиды, окисление последних затруднено из-за полиморфных превращений, которые протекают только при повышенных температурах.

Технология извлечения и концентрирования ванадия из титаномагнетитов эндогенного происхождения включает последовательный ряд пирометаллургических процессов: дробление и магнитную сепарацию руды, агломерацию концентрата, доменную и конвертерную плавки, окислительный обжиг конвертерного шлака и гидрометаллургическое производство оксида ванадия.

Попытки фундаментального подхода к разработке теоретических основ и созданию технологии извлечения ванадия из черносланцевых руд экзогенного происхождения предпринимались неоднократно. Достаточно указать на работы Института металлургии и обогащения и РГП "Национального центра комплексной переработки минерального сырья Республики Казахстан".

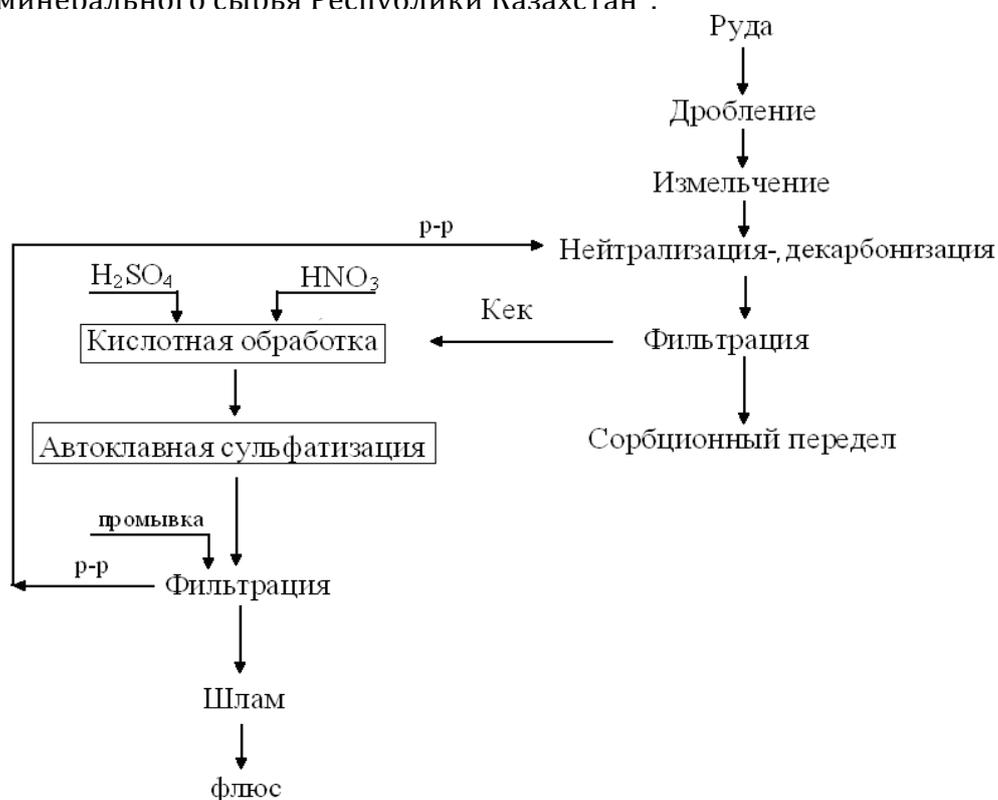


Рисунок 2 - Принципиальная технологическая схема производства оксида ванадия при переработке руд экзогенного происхождения

Изучение уран-ванадиевого оруденения и систематизация минералов по характеру химической связи позволили разработать новые технологические приемы вскрытия черносланцевых руд.

Выше приведены принципиальные технологические схемы переработки руд эндогенного (рисунок 1) экзогенного происхождения (рисунок 2).

**ФТОРИДНЫЙ МЕТОД ИЗВЛЕЧЕНИЯ НАНОЧАСТИЦ АМОРФНОГО
КРЕМНЕЗЕМА ИЗ КРЕМНЕЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ***

В.С. Римкевич, А.А. Пушкин, Ю.Н. Маловицкий, Т.Ю. Еранская

e-mail: vrimk@mail.ru, Россия, г. Благовещенск

Учреждение российской академии наук Институт геологии и природопользования Дальневосточного отделения Российской академии наук (УРАН ИГиП ДВО РАН)

За последние десятилетия во многих областях науки и техники наблюдается интенсивный рост исследований, базирующихся на использовании синтетических форм аморфного кремнезема. Известные виды кремнеземсодержащего сырья обладают различными перспективами для получения аморфного кремнезема, который широко применяется в отраслях промышленности: химической, резинотехнической, медицинской, косметической и других, и имеет большой спрос на внутреннем Российском рынке и в странах ближнего и дальнего зарубежья.

Самым распространенным кремнеземсодержащим сырьем являются кварцевые пески, которые содержат небольшое количество вредных примесей. Известные способы получения аморфного кремнезема связаны с использованием сложных многоступенчатых процессов, требуют применения дорогостоящих реагентов, специфического исходного сырья и оборудования (Э.Г. Раков, 1990, Л.А. Земнухова и др., 1996 и др.). Цель настоящей работы – разработка рационального экологически безопасного способа синтеза наночастиц аморфного кремнезема из доступного и дешевого сырья – кварцевых песков.

Объектом исследования являлась основная фракция +0,1 – 0,4 мм кварцевого формовочного песка и ее измельченный материал состава (мас. %): SiO₂ – 95,80, Al₂O₃ – 2,26, Fe₂O₃ – 0,17, TiO₂ – 0,23, Na₂O – 0,09, K₂O – 0,97, п.п.п. – 0,40 (Чалганское месторождение кварц-полевошпатовых каолинсодержащих песков, Амурская область). Кварц присутствует в форме β-SiO₂ тригональной сингонии, которая стабильна при нормальных температуре и давлении.

Для переработки кварцевых песков применяли гидродифторид аммония (NH₄HF₂) марки ч.д.а. – инертное, кристаллическое вещество ромбической структуры, которое в нормальных условиях по сравнению с фтором, фтористым водородом и фтористоводородной кислотой не представляет существенной экологической опасности и становится эффективным фторирующим реагентом при нагревании. Температура плавления гидродифторида аммония составляет 126,8°C, температура разложения – 238°C, растворимость в воде – 370 г/см³ при 70°C.

Опыты проводили на лабораторной установке специальной конструкции с реактором из нержавеющей стали, в которой спекали исходное сырье с гидродифторидом аммония и термически обрабатывали полученные смеси при заданных температурах и временах выдержки. Для сбора летучих продуктов применяли двухзонный конденсатор, изготовленный из нержавеющей стали и фторопласта. Регенерация гидродифторида аммония происходила в лабораторном выпаривателе-кристаллизаторе, синтез аморфного кремнезема осуществляли в гидролизном аппарате, выполненном из фто-

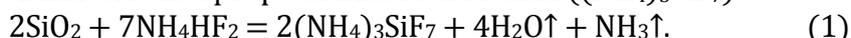
*Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (грант 11-05-00357-а)

ропласта.

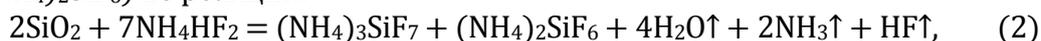
Исходное сырье, промежуточные фазы и конечные продукты исследовали рентгенофазовым, спектральным, электронно-зондовым, термическим и химическими методами анализов. Кинетическими опытами установлены оптимальные физико-химические параметры (температура, время выдержки и др.) с определением констант скоростей и энергией активации прохождения химических реакций (В.С. Римкевич и др., 2011).

Экспериментальные исследования по фторидной переработке проводились в две стадии: спекание исходного сырья с гидродифторидом аммония при температурах 50 – 200°C и термическая обработка полученного осадка в температурном интервале 300 – 500°C.

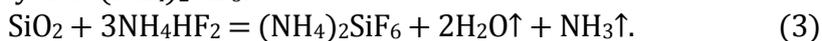
Механизм взаимодействия при спекании кварцевого песка с гидродифторидом аммония следует рассматривать как многоступенчатый. В начале взаимодействия происходит реакция с образованием гептафторосиликата аммония ((NH₄)₃SiF₇):



Далее при температурах выше 100°C начинается образование гексафторосиликата аммония ((NH₄)₂SiF₆) по реакции:



и при температуре 200°C образуется (NH₄)₂SiF₆:



По данным термического анализа процесс фторирования для измельченного материала происходит при более низких температурах вследствие высокой удельной поверхности и лучшего взаимодействия с фторирующим реагентом по сравнению с основной фракцией кварцевого песка. В процессе спекания (реакции (1) и (3)) газообразный аммиак и пары воды улавливаются в водном растворе с образованием аммиачной воды, которая поступает на стадию гидролиза гексафторосиликата аммония. Выделившиеся при спекании пары NH₃ и HF (реакция (2)) взаимодействуют между собой во второй зоне конденсатора, образуя фторид аммония (NH₄F), который направляется в выпариватель – кристаллизатор.

При выпаривании водного раствора NH₄F кристаллизуется гидродифторид аммония по реакции: 2NH₄F = NH₄HF₂ + NH₃↑, который поступает в начало процесса переработки исходного сырья.

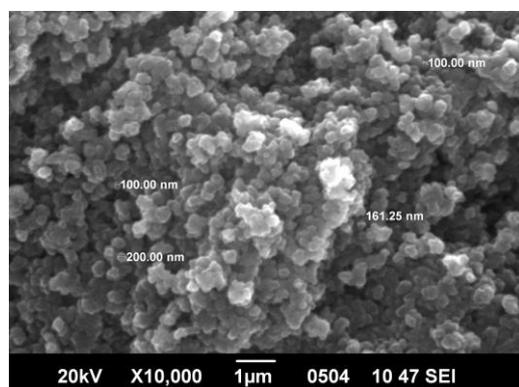
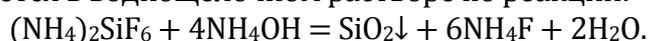
По данным рентгенофазового и химического анализов порошкообразный спек, полученный в восстановительных или инертных условиях при температуре 200°C и временах выдержки 3–4.5 ч, состоит из гексафторосиликата аммония и примесных соединений Al, Fe, Na и K, образующих простые фториды, которые при сублимации остаются в нелетучем осадке. Очистку полученного продукта (NH₄)₂SiF₆ от примесей проводили методом термической обработки, в результате которой происходит сублимация гексафторосиликата аммония при температурах выше 300°C за короткие промежутки времени (0.25–0.5 ч), что согласуется с ранее установленными данными (Е.И. Мельниченко и др., 2004). Летучий (NH₄)₂SiF₆ улавливался и собирался в первой зоне конденсатора.

По данным электронно-зондового микроанализа гексафторосиликат аммония состоит из тонких наноразмерных микропластин толщиной менее 100 нм, которые образуют кристаллические агрегаты волокнистой, пирамидальной и дендритовидной форм. По данным спектрального анализа (NH₄)₂SiF₆ имеет высокую химическую чистоту.

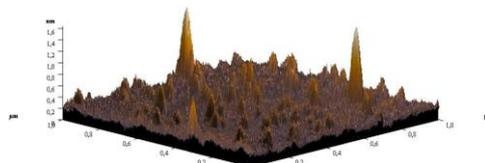
«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ту, и содержание металлических примесей в нем не превышает 10^{-4} – 10^{-5} мас.% (Al, Fe, Mn, Mg, Cu). Гексафторосиликат аммония обладает сильным бактерицидными и огне-стойкими свойствами и широко применяется в мебельной промышленности, при фторировании питьевой воды, для получения аморфного кремнезема и других целей. В лабораторных условиях путем электролиза водного раствора $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$ получен аморфный кремний (А.А. Маракушев и др., 2005), который используется в радиотехнической, электронной, космической и других отраслях промышленности.

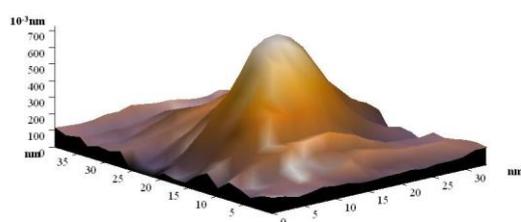
Гексафторосиликат аммония растворяли в воде до концентрации 3 – 25 мас.% и при температурах 25 – 90°C подвергали взаимодействию с аммиачной водой (25 мас.% NH_3) до образования суспензии при pH = 8 – 9, кроме того, суспензию выдерживали при указанной температуре в течение 0.5 – 1.5 ч. Гексафторосиликат аммония гидролизует в воднощелочном растворе по реакции:



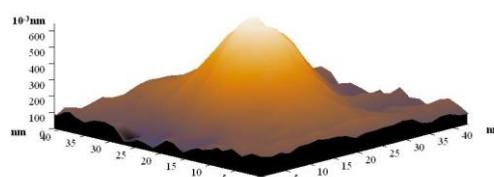
а)



б)



в)



г)

Рисунок 1 - Размеры частиц аморфного кремнезема, полученного из кварцевых песков: а) Агрегаты наночастиц. Анализ выполнен на сканирующем электронном микроскопе высокого разрешения JSM-6390 LV JEOL. Аналитик Макеева Т.Б. Аналитический центр минералого-геохимических исследований ИГиП ДВО РАН; б) Трехмерное изображение группы наночастиц и в), г) средний размер наночастиц

Анализ выполнен на атомно-силовом микроскопе SOLVER P47. Аналитик Чусовитин Е.А. Лаборатория оптики и электрофизики ИАПУ ДВО РАН (г. Владивосток).

Образующуюся суспензию отфильтровывали и промывали дистиллированной водой с механическим перемешиванием, затем осадок на фильтре высушивали до постоянного веса. Полученный аморфный кремнезем представляет собой химически чистый ультрадисперсный порошок с высокой удельной поверхностью (более 50 м²/г), хорошей фильтруемостью, размерами наночастиц порядка 15 – 40 нм (Рисунок 1), средним значением размеров пор около 1.5 нм и содержанием примесей менее 10⁻⁴ мас. % (В.С. Римкевич и др. // Патент 2286947 РФ. 2006).

Сравнение технических характеристик аморфного кремнезема, извлеченного фторидным методом, с характеристиками аморфных кремнезёмов, выпускаемых промышленностью (Л.П. Демьянова, 2009), показал, что он соответствует номеру стандарта ГОСТ 14922 – 77 и подходит по своим свойствам и областям применения к гидрофобному кремнезему AEROSIL – R972, производимому на предприятии Evonіc, Германия. Однако, по экономическим расчетам себестоимость полученного аморфного кремнезема почти в два раза ниже без потери качественных технических характеристик.

Аморфный кремнезем пригоден для улучшения и придания текучести порошкам, сгущения водостойких систем, применение его в коррозионно-защитных красках (для пеногашения), улучшения гидрофобии и реологии офсетных красок, как усиливающая добавка для холодно-отвердевающего силиконового каучука и других целей.

При среднемировой стоимости кварцевых песков 10 \$/т, стоимость получаемой из них наукоемкой продукции составляет (\$/т): гексафторосиликата аммония – 4000, аморфного кремнезема – 5000 и аморфного кремния – 200 тыс., что в сотни и тысячи раз превышает стоимость исходного минерального сырья. Среднемировая стоимость гидрофторида аммония составляет 2000 \$/т, но он практически полностью регенерируется (95 - 98 %), что обеспечивает высокую экономическую рентабельность и экологическую безопасность технологического процесса.

В результате теоретического и экспериментального изучения физико-химических процессов фторидной переработки кремнеземсодержащего сырья разработан рациональный метод синтеза наночастиц аморфного кремнезема из доступных и дешевых кварцевых песков с практически полным восстановлением фторирующего реагента (NH₄HF₂). Разработанный метод можно реализовать на стандартном опытно-промышленном и промышленном оборудовании, выпускаемом производителями химической аппаратуры.

**ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К СОЗДАНИЮ СЕЛЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ
ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СУЛЬФИДОВ
С ЭМУЛЬСИОННОЙ ВКРАПЛЕННОСТЬЮ ЗОЛОТА***

Т.Н. Матвеева, Т.А. Иванова, Н.К. Громова

Россия, г. Москва,

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

В условиях вовлечения в переработку труднообогатимых руд благородных металлов с низким содержанием ценных компонентов и эмульсионной вкрапленностью золота повысить эффективность извлечения благородных металлов возможно путем создания новых селективных реагентов направленного действия.

При подборе селективных реагентов исходят из представлений о химическом взаимодействии функциональных групп атомов реагента с ионами кристаллической решетки минерала. Помимо окислительно-восстановительных и обменных химических реакций, формирование сорбционного слоя реагента на поверхности минерала может происходить в результате реакций комплексообразования. При флотации золотосодержащих руд, представляется целесообразным применение реагентов, склонных к образованию комплексных соединений с золотом.

В качестве флотореагентов, селективных по отношению к золоту за счет образования труднорастворимых комплексных соединений в УРАН ИПКОН РАН предложено использовать модифицированные растворы известных сульфгидрильных собирателей – ксантогената и диэтилдитиокарбамата, в состав которых входят неионогенные компоненты, обладающие гидрофобизирующей способностью и комплексообразующими свойствами по отношению к благородным металлам [1-4]. Кроме этого, изучены сочетания известных комплексообразующих реагентов – меркаптобензотиазола и алкилдитиофосфатов, входящих в состав комплексных собирателей, в качестве селективных реагентов для флотации минералов, содержащих платиноиды и золото.

Наряду с циклическими алкилентритиокарбонатами, входящие в состав модифицированных растворов ксантогената, представлялось перспективным исследование сорбционной и флотационной активности диалкилдитиокарбоматов и S-эфиров дитиокарбаминовых кислот, в частности реагента ОПДЭДТК. ОПДЭДТК относится к S-эфирам дитиокарбаминовых кислот, известным как неионогенные реагенты, обеспечивающие положительный эффект при флотации сульфидных руд цветных металлов. В частности, при флотации медных, медно-никелевых и медно-цинковых руд в США используют несколько наименований сложных S-эфиров [5].

Благодаря наличию в его молекуле атомов азота и серы S-эфир способен к обра-

* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа академика В. А. Чантурия» НШ-3184.2010.5

зованию координационной связи с металлами. Результаты исследования комплексообразования ОПДЭТК с платиной в условиях, близких к флотационным, показали возможность образования устойчивого, трудно растворимого в воде комплексного соединения.

Цель работы - повышение эффективности извлечения сульфидов с эмульсионной вкрапленностью золота из труднообогатимых руд на основе создания селективных реагентов-комплексообразователей.

Задачи исследования - отработка методики нанесения золота на поверхность пирита и арсенопирита с получением золотосодержащих сульфидных минералов, имитирующих природные сульфиды с эмульсионным золотом, для исследования механизма действия новых реагентов; исследование условий комплексообразования оксипропилового эфира диэтилдитиокарбаминовой кислоты (ОПДЭТК) с золотом методами сканирующей электронной микроскопии и экстракционной спектрофотометрии; анализ адсорбционной способности и флотационной активности ОПДЭТК по отношению к природным золотосодержащим пиритам и арсенопиритами сульфидам, искусственно обогащенным золотом.

Исследования выполнены с применением потенциометрического метода измерения электродных потенциалов минералов и ионного состава растворов минеральных суспензий, экстракционно-спектрофотометрического метода анализа сорбции реагентов, тонкослойной хроматографии, сканирующей электронной микроскопии и микронзондового анализа, флотационных экспериментов.

При отработке методики нанесения золота на поверхность пирита и получения тонкодисперсных частиц золота для исследования механизма действия реагентов-комплексообразователей задачей исследования было совершенствование модели, имитирующей природный минерал, содержащий «невидимое» или субмикронное золото [2].

Наноразмерные частицы золота получены в виде золя золота в водном растворе HAuCl_4 в присутствии восстановителя цитрата натрия $\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$, обладающего стабилизирующими свойствами, предотвращающего сближение НРЧ и их самопроизвольное слипание или агрегацию. После введения стабилизатора изменилась окраска раствора, образовался красный золь золота, в который добавили носитель – пирит флотационной крупности ($-0,16+0,8$ мм). Крупность образующихся в растворе частиц золота зависит от концентрации стабилизатора в растворе. В видимой области спектра коллоидное золото имеет отчетливые полосы поглощения в области 513-545 нм, которые смещаются в видимую область с увеличением размера частиц. С помощью электронной зондовой микроскопии показано, что в выбранных условиях на поверхности пирита адсорбировались частицы золота со средним диаметром 60 – 100 нм, и поверхность минерала характеризуется равномерностью распределения и относительной монодисперсностью новообразований золота.

Предложенная методика искусственного нанесения золота на сульфидный минерал обеспечивает воспроизводимость результатов адсорбционных и флотационных экспериментов и позволяет оценивать действие новых реагентов для повышения извлечения сульфидов с эмульсионной вкрапленностью золота.

Исследование условий комплексообразования оксипропилового эфира диэтилдитиокарбаминовой кислоты (ОПДЭТК) с золотом выполнено методом УФ-спектрофотометрии. В качестве источника золота использован 0,04% золотосодер-

жащий раствор $\text{H[AuCl}_4\text{]}$. Для сравнения было получено комплексное соединение диэтилдитиокарбамата с золотом. В условиях эксперимента при взаимодействии ДЭДТК с $\text{H[AuCl}_4\text{]}$ наблюдалось изменение цвета раствора с бесцветного до желтого, свидетельствующее о комплексообразовании.

Анализ УФ-спектров индивидуальных веществ и реакционной смеси при соотношении $\text{Au:ДЭДТК}=1:2$ показал, что характерные максимумы поглощения индивидуальных веществ ДЭДТК (257 и 282 нм) и $\text{H[AuCl}_4\text{]}$ (224 и 308 нм) пропадают в спектрах реакционной смеси ДЭДТК с золотом. Появление новых интенсивных пиков при 271,5 нм и 313 нм свидетельствует об образовании комплексного соединения ДЭДТК с золотом в условиях эксперимента.

Комплексообразование ОПДЭДТК с золотом изучено в условиях, близких к флотационным: в нейтральной среде при комнатной температуре. Исходная концентрация водного раствора ОПДЭДТК – 30 мг/л, мольное соотношение исходных компонентов Au:ДЭДТК 1:1 и 1:2. При взаимодействии компонентов наблюдалось помутнение реакционной смеси, образование нового соединения ОПДЭДТК с золотом подтверждено изменением УФ-спектра смеси по сравнению со спектрами индивидуальных веществ, вступивших в реакцию. В отличие от спектров ОПДЭДТК (пики поглощения при 256 и 272 нм) и $\text{H[AuCl}_4\text{]}$ (пики поглощения при 224 нм и 308 нм) в спектре отфильтрованной пробы реакционной смеси появляются новые максимумы поглощения при 229 и 265 нм.

Таким образом, доказана способность нового реагента ОПДЭДТК к комплексообразованию с золотом в водном растворе при комнатной температуре, т. е. в условиях, близких флотационным. Для анализа адсорбционной активности ОПДЭДТК по отношению к арсенопириту, искусственно обогащенному золотом, на природный образец арсенопирита, измельченный до крупности $-0,1+0,063$ мм, было нанесено золото из водного раствора HAuCl_4 .

Золото, входящее в состав комплексных ионов AuCl_4^- , в процессе адсорбции восстанавливается на сульфидах до низших степеней окисления и имитирует природные включения золота на поверхности сульфидного минерала.

Исследования по адсорбции ОПДЭДТК на арсенопирите, искусственно обогащенном золотом, показали, что величина адсорбции зависит от исходной концентрации реагента и времени контакта с минералом, возрастает по сравнению с необогащенным золотом природным арсенопиритом, но не превышает 3–4% от исходного количества реагента. Для сравнения: адсорбция ксантогената на обогащенном золотом арсенопирите достигает 47%. Кроме этого, была определена адсорбция ОПДЭДТК на природном золотосодержащем пирите, которая составила 7,5–18,8% в зависимости от исходного расхода реагента.

Таким образом, выполненные исследования показали, что реагент ОПДЭДТК проявляет большую селективность действия по сравнению с ксантогенатом при флотации золотосодержащих сульфидов.

Список использованных источников

- 1 Чантурия В.А., Иванова Т.А., Копорулина Е.В. Методика оценки эффективности взаимодействия флотационных реагентов с золотосодержащим пиритом // Цветные металлы. – 2010. – №8. – С. 16-19.
- 2 Иванова Т.А., Матвеева Т.Н., Громова Н.К. Модифицирование раствора диэтилдитиокар-

- бамата с целью получения селективного неионогенного собирателя для флотации платиносодержащих сульфидов // Горный журнал. – 2010. – № 12. С.53-57.
- 3 Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К. Теоретические аспекты селективной флотации золотосодержащих сульфидов железа с близкими технологическими свойствами. // Материалы Международного совещания "Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья" (Плаксинские чтения 2010). - Москва:2010. С. 226-228.
 - 4 Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К. Ланцова Л.Б. Исследование нового класса комплексообразующих реагентов для селекции золотосодержащих пирита и арсенопирита // ФТПРПИ, 2011, №1, С.81-89.
 - 5 Шубов Л. Я., Иванков С. И., Щеглова Н. К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Кн. 1. – М.: Недра, 1990.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ СВОЙСТВ ХИМИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ КАК ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ

П.М. Соложенкин

e-mail: solozhenkin@mail.ru, Россия, г. Москва

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

Применение нейросетей для прогнозирования свойств химических соединений успешно применяются в химии, когда неизвестен аналитический вид зависимости между структурой и свойствами соединений.

Пространственное моделирование позволяет установить влияние структуры на активность соединений.

В ряде работ были определены основные компьютерные параметры общей стерической энергии флотационных реагентов, распределения электронной плотности (заряда) на отдельных атомах, ван-дер-ваальское и дипольное взаимодействия, построены молекулярные орбитали и вычислена энергия их уровня [1-6-].

Авторы использовали компьютерное моделирование реагентов на основе программы ChemBio 3D специализированного комплекса ChemOffice корпорации Cambridge Soft.

С помощью программы были построены молекулярные модели флотационных реагентов с различной длиной углеводородного радикала и их модифицированные производные.

Были рассчитаны компьютерные параметры реагентов: растяжение валентных связей, изгиб валентных углов, поправки изгиб-растяжение, внутреннее вращение, не 1,4-ван-дерваальсовское взаимодействие, 1,4-ван-дерваальсовское взаимодействие, диполь-дипольное взаимодействие и общая стерическая энергия соединений. Результаты вычислений представлены в таблице 1.

Энергия ван-дер-ваальского взаимодействия увеличивается в гомологическом ряду от этилового ксантогената до бутилового ксантогената.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1 - Результаты вычислений компонентов стерической энергии различных соединений

Флотореагенты, радикал	Растяжение валентных углов	Изгиб валентных углов	Поправки изгиб-растяжение	Внутреннее вращение	Не 1/4-VDW-взаимодействие	1/4-VDW-взаимодействие	Диполь-дипольное взаимодействие	Общая стерическая энергия, ккал/моль
Ксантогенаты натрия								
Этиловый ксантогенат натрия	0,3221	2,0032	0,1359	0	-0,006	3,7521	0,5283	28,221
Пропиловый ксантогенат натрия	0,3856	2,0621	0,1517	0,0032	-0,285	4,4865	0,5309	30,735
Бутиловый ксантогенат натрия	0,4563	2,2180	0,1797	0,0074	-0,553	5,1367	0,5266	33,400
0,0-диалкилдитиофосфаты натрия								
Бутил	5.6287	52.0794	-3 825	0.1 71	-3.2361	15.2937	-1.2126	65.1177
Изобутил	5.6940	51.9891	-3.6534	0.5791	-4.2773	15.0989	-1.3015	64.1 8
Диалкилди иофосфинаты натри								
Этил	3.5547	54.7735	-2.2653	0.9222	0.7214	6.9427	0.3284	64.9775
Проп	8.2893	53.5370	-4.7966	1.7579	-0.209	15. 588	0.6401	74.4767
Бут	8.1355	53.6489	-4.5578	1.8436	-0.6372	16.6735	0.6339	75.7403
0-алкил-алкилдитиофосфонат								
Бут	0.5583	2 957		0.0585	-2.8489	6.1998	-0.2107	6.0707
Диалкил(арил)монотиофосфинаты натрия								
Алкил	7.0339	50.0031	-5.5396	3.0267	-0 083	12. 315	-4.8093	61.9380
Арил	61.9380	1.8322	1.8322	-0.0222	-0.8312	-0.8312	-1.5337	3.9833
Диалкилдитиокарбамат натрия								
Метил	,0772	13,3539	0,5858	5,5308	7,3237	9,3814	-11,6122	25,6424
Этил	3,0394	32,2789	1 4929	4,9714	13,8781	16,8421	-11,4236	61 789

Аналогичные зависимости для реагентов на основе дитиокислот фосфора и диалкилдитиокарбаматов.

Для собирателей на основе дитиофосфоров характерны энергия изгиба, кото-

рая больше 51,0 и 1/4-ван-дер-ваальсовское взаимодействие (VDW) больше 6.

Впервые обнаружено проявление конформационной изомерии для ряда флотореагентов, включающих различные донорно-акцепторные атомы. Поэтому величина посадочной площадки реагентов на поверхности минералов будет различной для одного и того же типа реагентов от конформации реагента.

Различные виды облучения пульпы могут также приводить к изменению конформации реагента.

Существует ряд методов для расчетов частичных зарядов молекул. Нами изучено распределение частичных зарядов на отдельных атомах сульфгидрильных реагентов методом расширенного Хюккеля.

В диэтилдитиофосфатах и диэтилмонотиофосфатах частичный заряд атома Р увеличивается от 0,964 для $(C_2H_5O)_2P(S)S Na$, до 1,029 для $(C_2H_5O)_2P(S)O Na$ и 1,916 для $(C_2H_5O)_2P(O)S Na$. Частичный заряд тионной серы уменьшается от 1,923 для $(C_2H_5O)_2P(S)S Na$, до -0,863 для $(C_2H_5O)_2P(S)O Na$.

Заряд тиольной серы для $(C_2H_5O)_2P(S)S Na$ положительный и его величина равна 1,901, тогда как для $(C_2H_5O)_2P(O)S Na$ заряд отрицательный и равен -0,347.

В диэтилдитиофосфинатах и диэтилмонотиофосфинатах частичный заряд на атоме Р имеет положительное значение, величина которого возрастает от 1,276 для $(C_2H_5)_2P(S)S Na$, до 1,403 для $(C_2H_5)_2P(S)O Na$ и 1,700 для $(C_2H_5)_2P(O)S Na$. При этом заряд на О имеет отрицательное значение и большую величину $[O(6)] -1,154$.

Тионная сера в этих соединениях имеет положительное значение в пределах $[S(6)] 2,976-3,039$.

Атом фосфора смещает электронную плотность с атома серы, заряд которой становится положительным, а положительная величина заряда Р несколько снижается.

Частичный заряд тиольной серы в дитиофосфинате и монотиофосфинате имеет отрицательную величину и колеблется в пределах от -0,457 до -0,281, что указывает на усиление связи атомов серы с катионами металлов.

Распределение зарядов на отдельных атомах диалкилдитиокарбаматов (метиловый, этиловый и гексиловый) представлено ниже:

= N	C	(S)	S-	Диалкилдитиокарбамат Na
0,275"	"0,159"	(-0,625)	"0,075	$(CH_3)_2$
0,256	"0,149	(-0,621)	"0,074"	$(C_2H_5)_2$
0,254"	"0,147"	(-0,620)	"0,074"	$(C_6H_{13})_2$

Для флотореагентов были сняты спектры ЯМР на ядрах протона и на ^{13}C . Установлена корреляция между химическим сдвигом и частичным зарядом. Для подбора реагентов с заранее известными технологическими свойствами необходимо использовать соединения с определенной величиной:

$\frac{1}{4}$ ван-дер-ваальского взаимодействия от 3,7521 до 16,68821 ,
дипольного взаимодействия флотореагентов от 0,5283 до -11,4236,
уровнем связывающей орбитали не больше [-7,037], eV
и разрыхляющей молекулярной орбитали не меньше - [-3,375] eV.

Изучение π -электронного распределения в полярной группе ионов сульфгидрильных соединениях показывает, что атомы серы несут большой отрицательный заряд, а атом углерода - положительный заряд.

При выборе сульфгидрильных соединений заряд тиольной серы должен иметь

незначительную или отрицательную величину.

Например, для ксантогенатов в пределах «0,11», «0,11».

Для диалкилдитиокарбаматов в пределах «0,75», «0,74», «0,74».

Для дипропилтритиокарбонат калия «-0,218», для $(RO)_2P(O)SNa$ «-0,347», для $R_2P(S)SNa$ «-0,457», для $R_2P(O)SNa$ «-0,281», для $(CH=CHO)_2P(S)SNa$ «-0,342», для $(CH=C(CH_3)O)_2P(S)SK$ «-0,222»

На основе современных представлений и квантохимических расчетов предлагается составлять композиции флотореагентов.

Приведены расчеты необходимой композиции для максимального извлечения металла из руд. Композиты флотореагентов при флотации полиметаллических руд должны состоять из соединений с уровнем молекулярных орбиталей незначительной величины.

Рекомендован ряд новых реагентов, модификация реагентов эффективных для флотации сульфидных и несulfидных руд.

Синтез новых ксантогенатов и реагентов на основе дитиофосфорных кислот должен быть направлен на получение: диэтиламиноэтилксантогената натрия $(C_2H_5)_2NCH_2CH_2OC(S)SNa$, аллиловых дитиофосфатов калия $(CH_3-CH=CHO)_2P(S)SK$, $(CH=C(CH_3)O)_2P(S)SK$, дибутиламинодитиофосфат натрия $(C_4H_9NH)_2P(S)SNa$, диэтилмонотиофосфинатов натрия $(C_2H_5)_2P(S)ONa$, $(C_2H_5)_2P(O)SNa$.

Использование установленных физико-химических представлений и компьютерного дизайна является перспективным направлением для подбора и применения более эффективных реагентов при решении проблемы комплексного использования руд.

КОМПЛЕКСООБРАЗОВАНИЕ ПРИ ФЛОТАЦИОННОМ ИЗВЛЕЧЕНИИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ СЕРУАЗОТСОДЕРАЩИМИ СОБИРАТЕЛЯМИ

В.А. Чантурия¹, Т.А. Иванова¹, И.Г. Зимбовский^{1,2}

e-mail: tivanova06@mail.ru, Россия, г. Москва

¹Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

²Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ГОУ ВПО МГГУ)

Проведен анализ результатов исследования условий комплексообразования новых реагентов, предложенных для селективного извлечения минералов при флотации сульфидных руд, содержащих благородные металлы.

Условия взаимодействия органических реагентов с металлами в минеральной пульпе на поверхности минеральных частиц существенно отличаются от условий проведения реакции в растворителях, поэтому сведений по комплексообразованию, полученных из литературных источников по химико-аналитическим методам, а также в экстракционных и сорбционных процессах, не достаточно для выбора оптимальных условий применения этих реагентов во флотации.

На примере ряда, предложенных в последние годы селективных реагентов для

переходных металлов – ПТТК–Cu; АМД–Zn(II); ОПС–Fe(III) и Морин–Fe(III), а также для благородных металлов МД–Au; и ДИФ–Pt показана необходимость исследования возможности достаточно быстрого образования комплексных соединений в условиях флотации.

Исследовано влияние присутствующих в пульпе дополнительных лигандов, щелочности среды, соотношения компонентов, валентного состояния катиона металла на реакцию комплексообразования.

Синтезированные в водной среде на основе солей металла соединения, были использованы для доказательства его идентичности с соединением, образовавшимся на поверхности минерала после контакта с реагентом, что стало важным фактором для установления механизма действия реагента.

В исследованиях применяли свежеприготовленные водные растворы солей металлов (CuSO₄; Cu₂Cl₂; ZnCl₂ FeSO₄; FeCl₃; Na₂[PtCl₆]; NaAuCl₄) и реагентов ПТТК; АМД; ОПС; Морин; МД и ДИФ с концентрацией $1 \cdot 10^{-2}$ – $1 \cdot 10^{-7}$ моль/мл.

Тонкослойную хроматографию (ТСХ) проводили на пластинках Sorbofil с использованием растворителей марки чда.

Электронные спектры поглощения (ЭСП) растворов и экстрактов снимали на спектрофотометре “UV-1700 Shimadzu” в области 190 – 600 нм. ИК - спектры снимались на ИК-Фурье спектрофотометре Инфралюм FT-8 и Shimadzu.

Морфология и элементный состав твердых осадков и пленок реагента на новообразованиях, а также минералов до и после адсорбции платины изучались на аналитическом сканирующем электронном микроскопе (АСЭМ) LEO 1420VP, оснащенный рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350. Т

олщина новообразований и цветных пленок реагента измерялась на лазерном сканирующем микроскопе фирмы KEYENCE VK-9700.

Для оценки адсорбционной и флотационной активности новых реагентособирающих по отношению к золоту и платине в работе были использованы минеральные порошки пирита и пирротина, искусственно обогащенные наноразмерными частицами (НРЧ) золота, либо платины.

С помощью электронно-зондовой микроскопии (АЭСМ) установлено, что на поверхность зерен пирита Березовского месторождения (– 100 ÷ + 74 нм), нанесены частицы золота Au⁰ диаметром 60 – 100 нм, а на поверхности минеральных частиц пирротина Мончегорского месторождения (– 150 ÷ + 74 нм) адсорбированы новообразования платины Pt⁰ со средним диаметром около 1 мк.

Исследованы комплексообразующие свойства гетероциклического серуазотсодержащего соединения реагента МД, который может выступать в качестве бидендантного S- и N-содержащего соединения.

С помощью ЭСП в водных растворах с концентрацией Au и МД 0,86 и 0,68 мг/мл соответственно установлено, что скорость комплексообразования повышается при снижении рН 7 до рН 3.

Третичный азот предотвращает прохождение окислительно-восстановительных реакций при комплексообразовании.

В нейтральной и кислой водной среде образуется устойчивое труднорастворимое в воде коричневое соединение МД с золотом.

В щелочной среде осадок не выпадает.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица - Характеристики полученных комплексных соединений

Металл	Реагент	Соотношение металл-реагент	рН		λ, нм	
			H ₂ O	H ₂ O	H ₂ O	Растворитель
Cu (II)	ПТТК (S ²⁻ ; HS ⁻ ; Cl ⁻ ; S ⁰)	1:1:2	5-12 (оп-тим.8,5) 10-12,5	242	289 (диоксан) 281 (водный диоксан 02:5)	
Cu (I)	ПТТК	-	5-9	-	280 (водный диоксан 02:5)	
Fe(III)	ОПС	1:2	4-7		242 (гексан)	
	Морин	-	4 - 10		-	
Zn(II)	АМД (NH ₄ CNS, S ²⁻ ; HS ⁻)	1:2:2	6-10	259	266; 243(CHCl ₃) АМД(277; 245)	
Cu (II)		-	-	259	273; 243	
Au(I)	МД	1:2	3-7	236	264 (CCl ₄)	
Pt(II)	ДИФ	1:2	2-12		426(CCl ₄)	

С целью обнаружения и идентификации реагента на поверхности золотосодержащего пирита было синтезировано, выделено и исследовано с помощью АСЭМ соединение МД с золотом.

Рентгеновский спектр коричневого соединения свидетельствует о наличии в нем золота, серы и углерода. В органических растворителях и на твердых образцах получены УФ и ИК - спектры реагента МД и его соединения с золотом.

На поверхности пирита с искусственно нанесенным золотом после контакта с раствором МД при значениях рН < 7 обнаружена сорбция реагента. На АСЭМ визуально установлена приуроченность островков адсорбированного МД преимущественно к выделениям золота. Однако малая толщина пленки реагента не позволила подтвердить это на данном приборе с помощью качественных рентгеновских спектров.

Исследования на лазерном сканирующем микроскопе позволили получить цветное изображение коричневой пленки реагента на поверхности золотой частицы, нанесенной на серый пирит и оценить ее толщину порядка (0,3-0,4мк). В условиях, выбранных на основе выявленных оптимальных условий комплексообразования, проведены флотационные испытания реагента МД.

Лучшие результаты флотационных опытов на пирите, с искусственно осажденными НРЧ золота, были получены в условиях, способствующих комплексообразованию МД с золотом при рН 3, при соотношении МД:БКс 2:1.

Исследование комплексообразования реагента АМД с цинком, железом и медью помогло понять механизм действия этого реагента и на его основе оптимизировать режим флотационного разделения сфалерита и пирита.

Установлено, что для образования трудно растворимого соединения АМД с цинком в водной среде в диапазоне рН 5–10 необходимо присутствие ионов восстановителей, которые предотвращают окисление реагента, одновременно являясь лигандами в образующемся разнолигандном соединении.

Обнаруженное на сфалерите с помощью ИК-спектроскопии соединение Zn с АМД свидетельствует о том, что на его поверхности присутствуют необходимые для комплексообразования ионы.

Замечено, что при рН ≥ 8 скорость образования этого соединения снижается. Скорость взаимодействия АМД с медью, при рН 7-8 выше, чем с цинком, что очевидно, приводит к повышению контрастности флотационных свойств пирита и сфалерита после его активации ионами меди.

При взаимодействии с ионами Fe^{3+} реагент АМД окисляется, при этом соединение с металлом не образуется, что, по-видимому, и служит причиной низкой флотуемости пирита в присутствии АМД.

Изучены комплексообразующие свойства флотореагента ДИФ (диизобутилдитиофосфината натрия) по отношению к платине в водных растворах и на выделениях платины, искусственно нанесенной на поверхность сульфидного минерала.

Сорбция диизобутилдитиофосфината натрия (ДИФ) зафиксирована с помощью АСЭМ и тонкослойной хроматографии (ТСХ) на поверхности зерен металлической платины в виде соединения, идентичного синтезированному комплексному соединению $Pt[(\text{изо-}C_4H_9)_2PS_2]_2$.

На рентгеновских спектрах частиц полученного соединения зафиксированы пики Pt, S, P и C. Установлено, что взаимодействие ДИФ с платиной протекает в широком диапазоне рН 2.2 – 12.2, а в интервале рН 4 – 9 скорость реакции образования диизобутилдитиофосфината платины максимальна.

Методом ТСХ на поверхности минерала после контакта с ДИФ обнаружен продукт его окисления – дисульфид (ДСДИФ).

Показано, что при флотации замена части ДИФ дисульфидом приводит к некоторому повышению извлечения Pt содержащего минерала. Изучение комплексообразования кроме того показало, что скорость взаимодействия ДИФ с Pt и выход платиносодержащего минерала в условиях флотации можно повысить, введением в пульпу восстановителя.

Избирательность флотационного действия пропилентритиокарбоната ПТТК по отношению к содержащим медь минералам, основана его способности, в диапазоне рН 5–12,5, реагировать с двухвалентной медью с образованием соединения типа $Cu:ПТТК:X_2$, где $X=Cl, S^{2-}, HS^-$ или S^0 , имеющее максимум в спектре при 281нм в водном диоксане (0,2:5).

Медь в этом соединении имеет координационное число 4, а ПТТК занимает два координационных места. Оптимум комплексообразования с Cu II обнаружен при рН 8,5 при соотношении ПТТК:Cu = 1:1.

Взаимодействие реагента с Cu I установлено в интервале рН 5-9. Большая скорость образования соединения с Cu II, чем с Cu I может объяснить более высокую

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

собирающую активность ПТТК по отношению к активированному сфалериту, чем к халькопириту.

Фотометрическим методом установлено, что в чистой воде взаимодействия ПТТК с Cu II не происходит.

Необходимым условием для комплексообразования на минеральной поверхности является присутствие хлорид, сульфид или гидросульфид-ионов.

Изучение комплексообразования реагентов Морин и ОПС показало возможность использовать их для выделения из общей массы пирита минералоготехнологической разновидности с повышенным содержанием золота.

Избирательность флотационного действия реагентов по отношению к пиритам различных месторождений является следствием различий ионного состава поверхности и возможности образования комплексного соединения Fe^{3+} .

Слабокислая и нейтральная среда (рН 4–7) является оптимальной для его образования. Гидроксильные группы, придают этим соединениям свойства депрессоров по отношению к минералам, имеющим на поверхности ионы Fe^{3+} . Чем больше содержание элементарной серы и меди на поверхности пиритов, тем в большей степени проявляется флотоактивность этих пиритов.

Таким образом, реагенты, обладающие комплексообразующей активностью, могут быть успешно использованы при флотации после предварительного исследования механизма их действия и условий комплексообразования с ионами металлов в воде и на поверхности мономинеральных порошков.

Активные центры на поверхности минералов могут катализировать реакции комплексообразования или окисление собирателя, а ионы на минеральной поверхности могут участвовать в комплексообразовании, выступая в качестве лигандов.

МЕХАНИЗМ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СОЧЕТАНИЙ СОБИРАТЕЛЕЙ С ПОВЕРХНОСТЬЮ РАЗДЕЛЯЕМЫХ МИНЕРАЛОВ*

В.А. Игнаткина

e-mail: woda@mail.ru, Россия, г. Москва

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

Повышение селективности флотации минералов, обладающих близкими флотационными свойствами, достигается за счет увеличения контрастности поверхностных свойств минералов с применением энергетических воздействий (МЭМИ, МИО, СВЧ, обработка ускоренными электронами, электрохимическая обработка и т.д.), а также посредством использования селективных реагентных режимов, которые приводят к изменению условий контакта поверхности минерала и пузырька воздуха.

Собиратели выполняют определяющую роль в повышении гидрофобности поверхности. Повышение селективности действия собирателей происходит направленным конструированием молекулярной структуры углеводородного радикала и

* Исследования выполнены при поддержке гранта РФФИ

ассортиментом функциональных групп, вшитых в углеводородный радикал (Глембоцкий А.В., Сорокин М.М., Соложенкин П.М., Иванова Т.А. и др.).

Селективность действия собирателей может быть увеличена в случае использования сочетания собирателей, так называемые сочетания слабых и сильных собирателей.

В последние десятилетия наиболее широко в практике флотации используется второе направление.

На начальном этапе развития данного направления, исследованы с последующим использованием в практике флотации различные сочетания ионогенных собирателей (И.Н. Плаксин, В.А. Глембоцкий, А.В. Глембоцкий и др.).

В дальнейшем все в большей степени стали применять сочетания ионогенных и неионогенных собирателей (Глембоцкий А.В., Леонов С.Б., Конев В.А., Рябой В.А., Херсонский М.И., Курков А.В. и другие).

Производители флотационных реагентов выпускают большой ассортимент собирателей, которые являются многокомпонентными смесями Аэрофлоты, АэроМИКСы и др..

Известно, что сочетание ионогенных и неионогенных собирателей позволяет задействовать различные активные центры поверхности и использовать механизм межмолекулярных взаимодействий. Дитиофосфаты обладают слабой собирательной способностью по отношению ко всем сульфидам, но особенно к пириту и неактивированному сфалериту.

Нашими исследованиями с применением различных физико-химических методов показано, что дитиофосфаты активно взаимодействуют с катионами железа (+3), как в жидкой фазе, так и на поверхности халькопирита и пирита.

Термическая десорбция изобутилового дитиофосфата с поверхности порошков пирита и халькопирита крупностью минус 5 мкм показала, что основными активными центрами закрепления на поверхности данных минералов являются катионы железа (+3), и основная доля дитиофосфата закрепляется физически.

Тионокарбаматы (на примере ИТК) закрепляются на поверхности халькопирита хемосорбционно за счет координационных соединений, в то время как на пирите посредством физической адсорбции.

Комплексными исследованиями на сульфидных минералах сочетания сульфгидрильных собирателей разной степени полярности по методу изомолярных серий показано, что определяющим при адсорбции в условиях беспенной флотации на пирите является соотношение ионогенного (бутиловый ксантогенат и изобутиловый дитиофосфат) и неионогенного (ИТК) собирателей.

Извлечение пирита резко повышается при мольной доле ионогенного собирателя в смеси более 40 % при величине адсорбции ионогенного собирателя более $1,8 \cdot 10^{-5}$ М/м² (бутиловый ксантогенат) и более $0,3 \cdot 10^{-5}$ М/м² (изобутиловый дитиофосфат). При этом прирост извлечения пирита в концентрат беспенной флотации для сочетания с бутиловым ксантогенатом составляет 30 %, а с изобутиловым дитиофосфатом – 19 %.

В таблице 1 приведены константы скорости адсорбции сульфгидрильных собирателей и их адсорбционная активность, согласно изотермам адсорбции.

Результаты адсорбции получены в статических условиях при времени контакта 30 мин, крупность минералов минус 41 +10 мкм, отношение Т:Ж= 1:10,

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

$pH_{исх}=8,5-8,7$.

Кинетика исследовалась в термостатированной ячейке, при исходной концентрации собирателя 10^{-4} М. В таблице 2 приведены уравнения кинетики адсорбции на сульфидных минералах.

Результаты, приведенные в таблицах 1 и 2, показывают, что адсорбционная активность собирателей по отношению к сульфидам соотносится с величиной адсорбционного насыщения поверхности минералов.

Таблица 1 – Константы адсорбционной активности и скорости адсорбции в статических условиях

Минерал	Адсорбционная активность, $1/\alpha \cdot 10^5, M^{-1}$			Константа скорости адсорбции при 25 °С, $M \cdot 10^{-7} \cdot m^{-2} \cdot c^{-1}$		
	бутКх	изобутДТФ	ИТК	бутКх	изобутДТФ	ИТК
FeS ₂	0,56	0,31	0,40	7,69	1,00	3,45
CuFeS ₂	0,70	0,52	5,0	7,63	5,71	11,1
ZnS	0,38	0,24	0,26	5,00	1,33	2,56

Таблица 2 - Кинетика адсорбции собирателей на сульфидах при 25 °С

Собиратель	Кинетика адсорбции $C=C_{нас} \cdot (1-e^{-kt})$		
	пирит	халькопирит	сфалерит
Бутиловый ксантогенат	$C=2,10 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-7,69 \cdot 10^{-7}t})$	$C=2,68 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-7,63 \cdot 10^{-7}t})$	$C=1,21 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-5 \cdot 10^{-7}t})$
Изобутиловый дитиофосфат	$C=0,83 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-1 \cdot 10^{-7}t})$	$C=1,40 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-5,71 \cdot 10^{-7}t})$	$C=0,42 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-1,33 \cdot 10^{-7}t})$
ИТК	$C=1,44 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-3,45 \cdot 10^{-7}t})$	$C=2,15 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-11,1 \cdot 10^{-7}t})$	$C=0,64 \cdot 10^{-5} \cdot (1-e^{-2,56 \cdot 10^{-7}t})$

Анализ расчетных кинетических кривых адсорбции показывает, что с бутиловым ксантогенатом величина прироста адсорбции во времени на халькопирите и пирите имеет близкие значения (разница в 1,3 раза); на халькопирите и неактивированной сфалерите разница составляет 3,4 раза.

Для изобутилового дитиофосфата и ИТК разница в приросте адсорбции между халькопиритом и пиритом более значительная (8,8 и 4,3 раза, соответственно); для халькопирита и неактивированного сфалерита разница в приросте адсорбции еще более существенная и составляет в 14,79 и 14,39, соответственно.

Исследования методом ИК МНПВО продуктов беспенной флотации показали, что поверхностные соединения собирателей на минералах так же различаются.

Установленные различия во взаимодействии бутилового ксантогената, изобутилового дитиофосфата и тионокарбамата с поверхностью сульфидных мономинералов, применены при разработке реагентных режимов для колчеданных руд цветных металлов.

Использование сочетаний оксигидрильных ионогенных собирателей (олеат натрия, гидроксамовые кислоты, диакилфосфорные и диалкилфосфоновые и др.) и неионогенных малополярных соединений (алифатические изоспирты, альдегиды) показало положительное влияние сначала на оловянных шламах (Полькин С.И.),

для минералов редких металлах (Курков А.В.), а также кальцийсодержащих минералов (Филиппов Л.О.).

Происходит эволюция во взглядах на роль малополярных добавок во флотации - от селективной флокуляции к собирателям вторичного действия и собирателям-модификаторам, которые могут влиять на адсорбцию ионогенного собирателя.

Нашими исследованиями показано, что на шеелите происходит соадсорбция алифатических изоспиртов фракции C₁₂-C₁₃ с молекулами олеиновой кислоты посредством водородных связей, а на кальците изоспирты взаимодействуют непосредственно с поверхностью кальцита посредством водородных связей, что подтверждается проявлением валентных колебаний ОН группы в области волновых чисел 3400-3200 см⁻¹, при одновременном смещении и уширении четких полос валентных колебаний углеводородного радикала изоспирта (2960, 2940, 2872 см⁻¹) до 40 см⁻¹ на ИК спектрах кальцита, обработанного изододециловым спиртом.

Адсорбции спирта на кальците способствует его кристаллическая структура.

Исследованиями (Барский Л.А., Кононов О.В., Ратмирова и др.) установлено, что на кальците ближайшими ионами, выходящими на поверхность спайности, являются ионы кислорода; ионы кальция располагаются гипсометрически несколько ниже.

Катионы, примыкающие к поверхности спайности в ближайшей координационной сфере, лишены шестого иона кислорода, что снижает их локальную симметрию.

Каждый такой ион является дефектом $[Ca_{Ca}^{2+} O_{O-2}^{2-} O_{O'}^{-}]$, характеризующимся избыточным локально нескомпенсированным положительным зарядом, с которым протекает взаимодействие с изоспиртом с образованием водородной связи по донорно-акцепторному механизму.

Различия в процессах перестройки в поверхностном слое косвенно подтверждается данными по кинетике адсорбции сочетания собирателей на минералах: в присутствии изоспирта на кальците адсорбционный слой олеата формируется в течение 4–6 минут, а на шеелите адсорбционный слой олеата в присутствии ИДС формируется уже за две минуты.

Использование в теории сопряженных кислотно-основных пар ЖМКО, применительно к системе «минерал – твердая кислота» и «собиратель – основание», показателей абсолютной жесткости, абсолютной электроотрицательности и переноса заряда позволяет провести полуэмпирические оценки выбора мягких сопряженных пар для сульфидов и жестких сопряженных пар для кальцийсодержащих минералов.

Таким образом, использование сочетаний ионогенных и неионогенных собирателей является весьма перспективным за счет разного сродства компонентов сочетаний с поверхностью разделяемых минералов, которое связано с энергетическими характеристиками атомов и неоднородностью поверхности минералов, что проявляется через адсорбционные характеристики и кинетику адсорбцию компонентов композиций, что обеспечивает селективность флотационного разделения минералов, обладающих близкими флотационными свойствами.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В ТОВАРНЫЕ ПРОДУКТЫ

В.П. Бескровная, В.Н. Евдокимов, Н.М. Ворожцов, А.И. Богудлова

e-mail: lab1@irgiredmet.ru, Россия, г. Иркутск,

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»)

В золотополиметаллическом месторождении основные запасы ценных компонентов сосредоточены в первичных сульфидных рудах. Породообразующими минералами являются слюдисто-гидрослюдистые и кварц. Общая доля рудных минералов в пробе 28,7%, из них 25,4% приходится на сульфиды, которые представлены пиритом и сфалеритом. Основными полезными компонентами являются золото, цинк и медь, попутными серебро и сера. Содержание золота 1,6 г/т, серебра 34 г/т, массовая доля цинка – 5,15, меди 0,24, серы 12%. Основная масса частично окисленного сфалерита (смитсонита) содержит неравномерную эмульсионную вкрапленность халькопирита. Золото самородное, формы золотин: неправильная с отростками, комковатая, пластинчатая. Основная масса золота – 99,7%, относится к классу мелкого и тонкого (15-25 мкм).

Первоначальные лабораторные исследования проводились по схеме селективной флотации, разработанной в 1978 г в ЗабНИИ, включающей золото-медную флотацию в первой стадии измельчения и последовательные цинковую и пиритную флотации после второй стадии измельчения. Результаты флотации по этой схеме получены неудовлетворительные: цинковые минералы извлеклись в цинковый (не кондиционный по цинку) концентрат на 40%, остальные размазались по всем продуктам. Медные минералы и золото с серебром извлеклись в золото-медный (не кондиционный по меди) концентрат на 55-63 %. Отрицательные показатели объясняются более низким содержанием в исследуемой пробе цинка (5,15 против 9,3 %), золота (1,6 против 4,8 г/т) и эмульсионной вкрапленностью халькопирита и золота в сфалерите и пирите.

Совершенствование схемы флотации проводилось с учетом выделения золота из концентратов цианированием. Первоначально была разработана схема селективной флотации: золото-пиритная с цианированием концентрата после его доизмельчения и цинковая флотация. В реагентном режиме флотации использовались реагенты: собиратель БКК (бутиловый ксантогенат калия), вспениватель Т-92, цинковый купорос для подавления сфалерита, медный купорос для его активации, известь для создания рН 11-12 в цинковом цикле.

Параллельно селективной разрабатывалась схема коллективной флотации с цианированием коллективного концентрата и последующей селекцией кека на медный, цинковый и пиритный концентраты. Схема коллективной флотации представлена на рисунке 1, на ней отображен реагентный режим.

По результатам выполненных лабораторных исследований в опытах замкнутого цикла разработаны две схемы флотации первичных руд:

1) селективная флотация золото-пиритного и цинкового концентратов с направлением хвостов в отвал и цианированием после доизмельчения золото-пиритного концентрата с целью извлечения золота;

2) коллективная флотация исходной руды с цианированием коллективного концентрата с целью извлечения золота и последующим выделением из кека цианирования цинкового и пиритного концентратов.

Показатели флотации отображены в таблице 1.

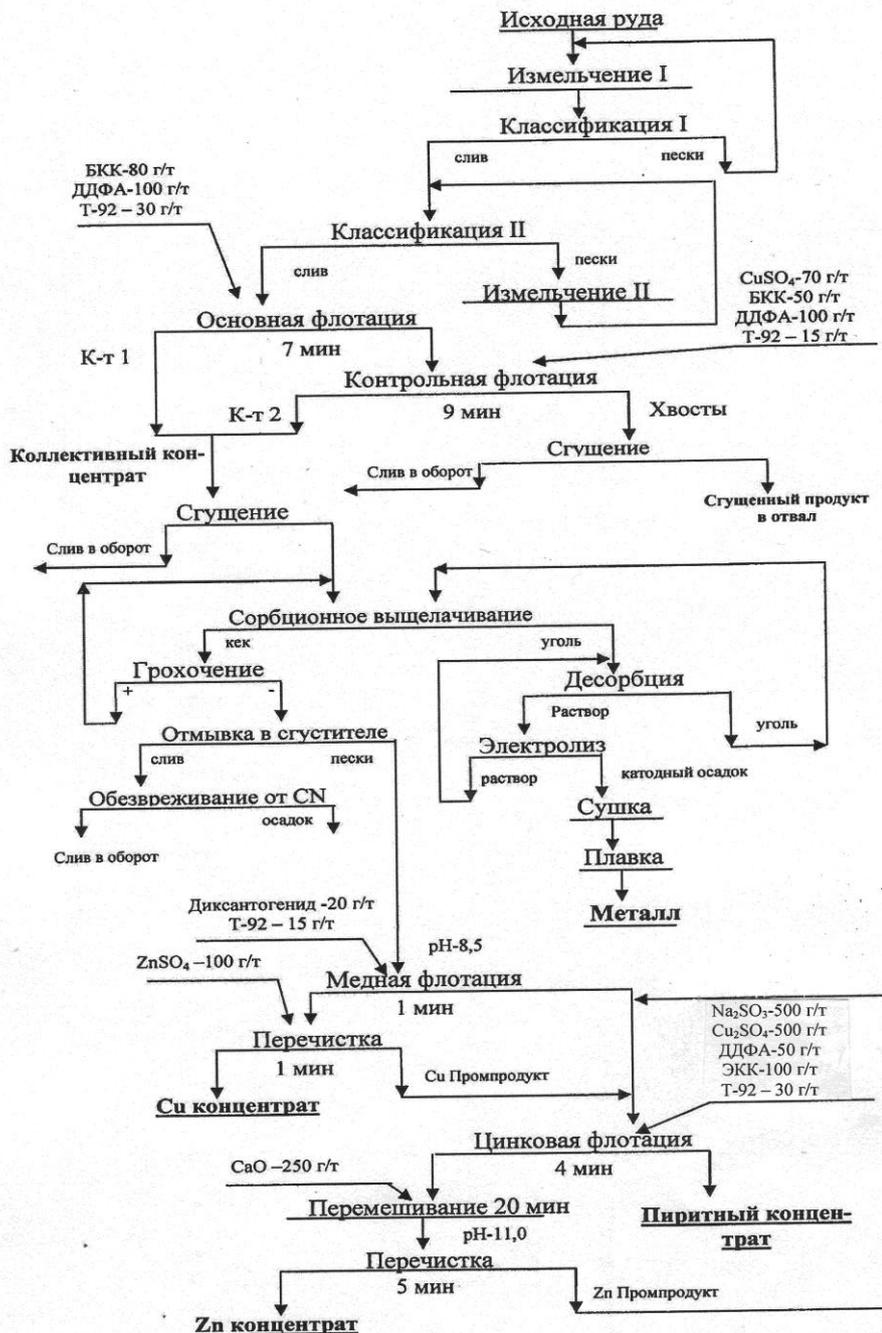


Рисунок 1 - Схема коллективной флотации с последующей селекцией кеков цианирования коллективного концентрата

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1– Сравнительные показатели схем селективной и коллективной флотации с цианированием продуктов обогащения

Выход продук-тов, %	Содержание ценных компонентов						Извлечение ценных компонентов, %					
	Au г/т	Ag г/т	Zn%	Cu %	Fe %	S %	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	S
Исходная руда												
100,0	1,6	34,0	5,15	0,24	13,6	12,0	100	100	100	100	100	100
Цинковый концентрат												
6,5	1,85	72,0	55,7	1,17	7,68	27,7	7,5	14,2	75,4	31,7	3,7	15,4
Раствор цианирования												
-	-	-	-	-	-	-	78,8	38,3	Н.о	Н.о	Н.о	Н.о
Пиритный концентрат (после цианирования)												
20,2	0,8	70,0	Н.о	Н.о	43,0	48,0	9,0	41,6	18,7	63,9	63,8	80,8
Хвосты флотации												
73,3	0,1	2,72	0,41	0,014	6,56	0,63	4,6	5,9	5,9	4,4	32,5	3,8
Сквозное извлечение												
							78,8	52,5	75,4	Нет	63,8	80,8
Медный концентрат												
0,3	16,5	1655	4,78	22,9	22,7	24,0	3,1	14,6	0,2	28,6	0,5	0,6
Цинковый концентрат												
7,4	0,67	181,0	61,8	1,45	4,4	29,6	3,1	39,4	88,8	44,6	2,4	18,2
Раствор цианирования												
-	-	-	-	-	-	-	77,1	21,2	1,4	7,8	0,2	Н.о.
Пиритный концентрат												
27,4	0,41	27,2	1,3	0,14	37,7	40,7	7,0	21,9	6,4	16,0	75,9	79,2
Хвосты флотации												
64,9	0,24	1,52	0,25	0,011	4,4	0,38	9,7	2,9	3,2	3,0	21,0	2,0
Сквозное извлечение												
							79,9	75,2	88,8	28,6	75,9	79,2

Примечание: Н.о. не определялось;

По обеим схемам получены следующие результаты.

Селективная флотация - цинковый концентрат с содержанием цинка 55,7 % при выходе 6,5 % и извлечении цинка 75,4 % (марка КЦ-2); пиритный концентрат с содержанием железа 43 %, серы 48 % при выходе 20,2 % (марка КСФ-1); в раствор цианирования извлекается золота 78,8 % и серебра 38,3 %;

Коллективная флотация - медный концентрат с содержанием меди 22,9 % (выход 0,3 %) с извлечением меди 28,6 % (марка КМ-4); цинковый концентрат с содержанием цинка 61,8 % (выход 7,4 %) и извлечением цинка 88,8 % (марка КЦ-2), пиритный концентрат (выход 27,4 %), содержание железа -37,7 %, серы 40,7 % (марка КСФ-3), в раствор цианирования извлекается золота 77,1 %, серебра 21,2 %.

Дополнительно золото и серебро извлекается в медный концентрат (3,1 и 14,6 %, соответственно). Сквозное извлечение металлов значительно выше по схеме

коллективной флотации против селективной (золото на 1,1, серебро 22,7, цинк 13,4 %), кроме этого, извлекается медь в кондиционный медный концентрат (28,6 %) и исключается узел доизмельчения коллективного концентрата перед цианированием. Схема коллективной флотации с цианированием концентрата и последующей селекцией кеков цианирования концентрата заложена в «Исходные данные» для составления ТЭО кондиций запасов.

ИСПЫТАНИЯ НОВЫХ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИИ СМЕШАННЫХ И ПЕРВИЧНЫХ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ РУД С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА

В.Л. Бескровная, В.Н. Евдокимов, А.И. Богудлова, О.В. Гребенюкова

e-mail: lab1@irgiredmet.ru, Россия, г. Иркутск,

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»)

В 2009-2010 гг в Иргиредмете проводились лабораторные исследования и полупромышленные испытания на золотосодержащих смешанных и первичных рудах двух месторождений с целью разработки

Технологических регламентов для составления ТЭО кондиций запасов и проектирования фабрик.

Руды этих месторождений содержат тонкодисперсное золото (средний диаметр золотинок 9,5-6,3 мкм), тесно ассоциированное с сульфидами 64,4 % (первое месторождение) и 18 % (второе), гидроксидами железа, карбонатами и углистым веществом 23,3 и 7,2 %, соответственно, первое и второе месторождения.

Цианированием (по данным рационального анализа при крупности измельчения 98 % класса минус 0,074 мм) извлекается не более 17 (первое) и 72,6 % золота (второе). Массовая доля свободного золота не превышает 7 -10 %. Обе руды содержат от 20 до 32 % слюдисто-гидрослюдистых минералов и до 10 % карбонатов.

В результате проведенных исследований для руд первого месторождения разработана флотационная, для второго – гравитационно-флотационная схема обогащения с переработкой концентратов по технологии: автоклавное вскрытие (АВ) – сорбционное цианирование.

Главной рекомендацией в схеме флотации для обеих руд является использование слабокислой среды (рН 4,6-4,8 - первая, рН 5,0-5,5 - вторая схемы) для снятия оксидных пленок железа с пирита и арсенопирита.

Снижение рН среды подачей серной кислоты или растворов АВ позволяет значительно повысить извлечение золота.

Кроме использования слабокислой среды в реагентном режиме флотации предусмотрена подача жидкого стекла в измельчение для подавления слюдисто-глинистых и кварцевых шламов.

В качестве собирателя при флотации в слабокислой среде рекомендуется диксантогенид (обработка раствора бутилового ксантогената калия раствором медного купороса), вспениватель Т-92.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

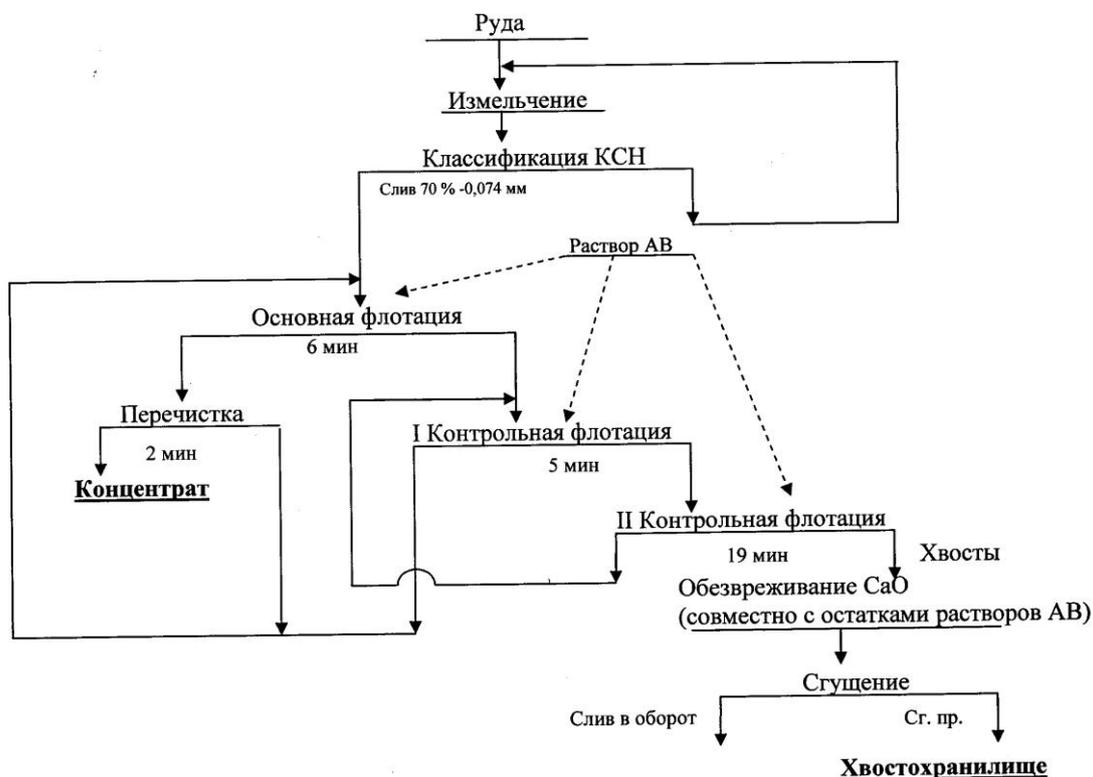


Рисунок 1- Рекомендуемая схема флотации руды первого месторождения

Таблица 1- Сравнительные показатели флотации в естественной (слабощелочной) и кислой средах (полупромышленные испытания)

Наименование продуктов	Естественная среда				Слабокислая среда			
	pH	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлеченные золото, %	pH	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлеченные золото, %
Первое месторождение								
Концентрат флотации	7-7,5	4,9	34,5	86,7	4,6-4,8	5,1	35,7	91,0
Хвосты флотации		95,1	0,27	13,3		94,9	0,19	9,0
Исходная руда		100,0	1,95	100,0		100,0	2,0	100,0
Второе месторождение								
Объединенный гравифлотоконцентрат	6,5	4,46	71,2	85,8	5,0-5,5	4,31	79,7	89,2
Хвосты флотации		95,54	0,55	14,2		95,69	0,43	10,8
Исходная руда		100,0	3,7	100,0		100,0	3,85	100,0

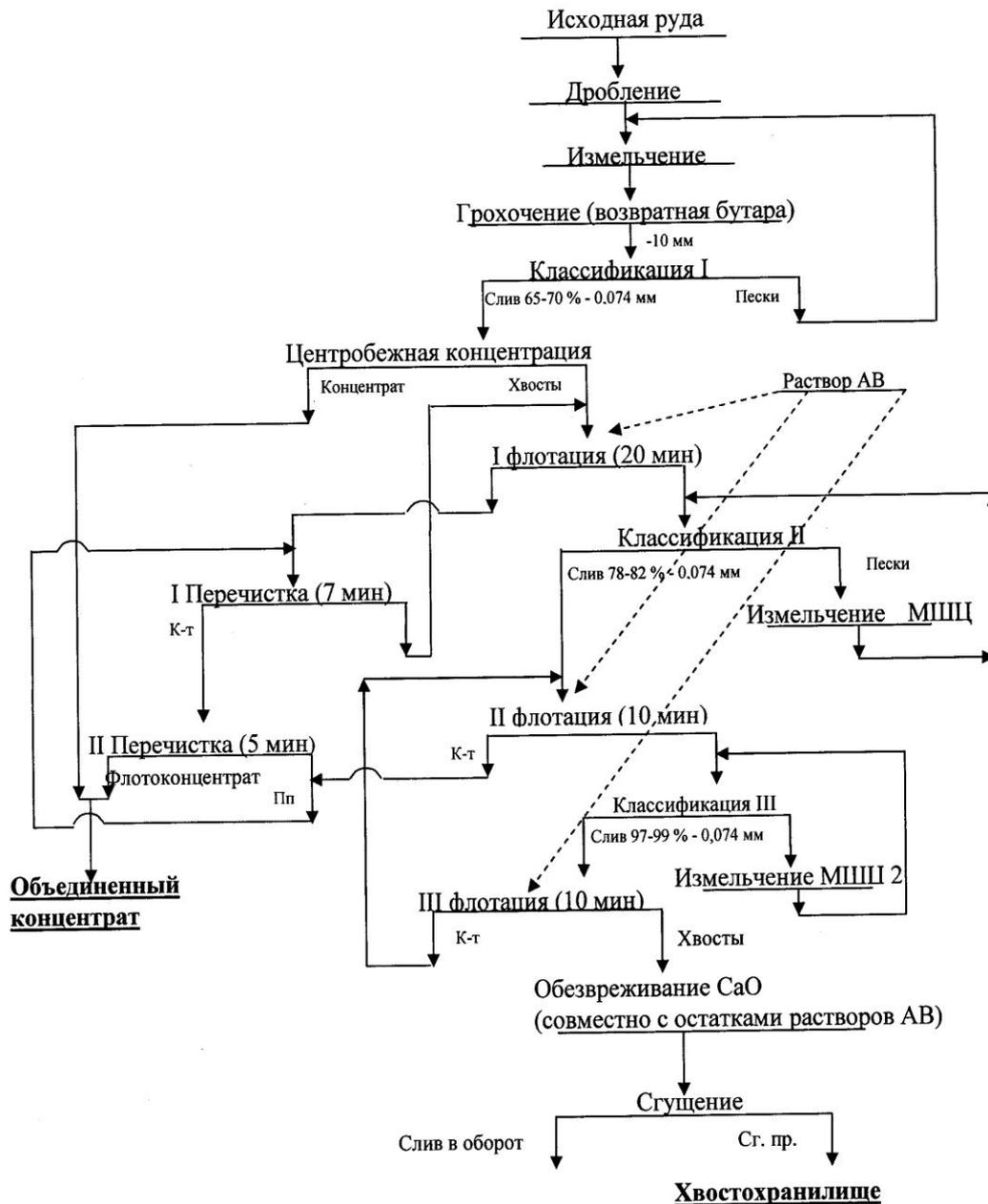


Рисунок 2 - Рекомендуемая схема обогащения руды второго месторождения

С переходом от естественной среды флотации на слабокислую сокращается расход вспенивателя в три раза за счет дополнительного пенообразования от разложения рудных карбонатов.

Рекомендуемые схемы обогащения руды представлены на рисунках 1 и 2, сравнительные показатели флотации в естественной и слабокислой средах отображены в таблице 1.

По анализу результатов полупромышленных испытаний видно, что снижение рН флотации до 4,8-5,5 позволяет не только значительно повысить извлечение золота в концентрат (на 4,3 и 3,4 %, соответственно, из руд первого и второго месторождений) за счет снижения потерь металла с хвостами флотации, но и качество концентрата. На данный способ флотации в 2009 г оформлена заявка на изобретение.

НОВЫЕ РЕАГЕНТЫ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ*

А.О. Гапчич, Т.В. Недосекина

Россия, г. Москва,

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

В последние годы наблюдается тенденция вовлечения в эксплуатацию коренных труднообогатимых золотосодержащих содержащих руд. Золото в этих рудах тесно ассоциировано с пиритом, арсенопиритом, сульфидами меди, и отличается тонкой вкрапленностью. Одним из основных методов переработки данного минерального сырья является флотация. Главными задачами при флотационном обогащении золотосодержащих руд являются максимально полное извлечение золота в концентрат и получение золотосодержащих концентратов с высоким содержанием золота.

На отечественных ОФ основным собирателем для флотации золота является ксантогенат. Ксантогенаты являются коллективными собирателями – наряду с благородными металлами они флотируют все сульфидные минералы других металлов, некоторые из которых (арсенопирит, сульфиды железа) в ряде случаев не представляют промышленной ценности. Подавление флотации этих минералов традиционными способами ведет к снижению флотационной активности и благородных металлов. В связи с этим изыскание, новых реагентов-собирателей, селективных к золоту и не препятствующих его растворению, является важным направлением совершенствования технологии флотации золотосодержащих руд [1].

При подборе собирателей для флотации металлических полезных ископаемых руководствуются сродством некоторых органических соединений к металлам и проводят аналогию между избирательностью взаимодействия органических реагентов с катионами металлов в растворе и в кристаллической решетке минерала. Применяемые в практике флотации руд цветных металлов собиратели (ксантогенаты, дитиофосфаты и др.) содержат те же функциональные группы, что и в аналитической химии [6, 7].

В аналитической химии золота в качестве реагентов на этот металл было изучено большое число органических соединений, среди которых: азосоединения, амины, дикетоны, тиокислоты, тиомочевина и ее аналоги, родонины и др. [8].

Много методов определения и концентрирования золота основано на реакци-

* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа академика В. А. Чантурия» НШ-3184.2010.5

ях в сильноокислой, хлоридной среде, или в среде органических растворителей, или при высокой температуре.

В реальных условиях флотации взаимодействие с поверхностью металла должно осуществляться в разбавленных растворах реагента. Проблема также состоит в том, что наиболее сильные комплексообразователи образуют соединения одновременно с несколькими металлами, что придает им неселективные свойства. Поэтому для исследований были выбраны лишь те соединения, которые предположительно способны с достаточной скоростью, без нагревания и повышенного давления образовывать прочные комплексы с золотом в водной среде: фосфорсодержащий реагент ДИФ, и азотсодержащие реагенты БТСК, МД, ЭТЭА.

Для того чтобы быстро и эффективно определить способность образования комплексных соединений с золотом в условиях флотации и оценить собирательные свойства у широкого круга аналитических реагентов, экстрагентов, сорбентов и флотационных реагентов, была разработана оригинальная методика по искусственному нанесению золота на минерал-носитель. Необходимо подчеркнуть, что мы не ставили перед собой задачу получить золотосодержащий минерал, идентичный природному.

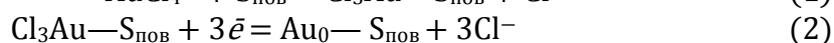
Мы создавали материал, флотационные свойства которого, определялись бы преимущественно золотом, образованным на поверхности минерала-носителя. В качестве минералов-носителей использовали мономинеральные образцы пирита Калангуйского и Кургашиканского месторождений крупностью $(-0,16+0,063 \text{ мм})$. Минералы перед обработкой измельчали, промывали водой и обесшламливали. Для нанесения золота использовали раствор золотохлористоводородной кислоты $\text{H[AuCl}_4]$.

Золотосодержащий раствор готовили растворением металлического золота в царской водке. Азотную кислоту затем удаляли путем многократного выпаривания на водяной бане и добавлением 2 н. соляной кислоты до получения 2 % раствора золота.

Скорость осаждения и длительность процесса адсорбции на минеральных порошках пирита разной крупности изучены в работе [3].

Измельченный минерал $-0,16+0,063 \text{ мм}$, предназначенный для проведения флотационных исследований, помещали в раствор 0,15 н. соляной кислоты с концентрацией $\text{Au } 300 \text{ мг/л}$ при отношении Т:Ж = 1:33. Масса навесок составляла 50 гр. Одновременно для проведения параллельных флотационных опытов навески (по 50 гр) пирита обрабатывали в 0,15 н. растворе HCl , не содержащем золото. На зернах пирита после адсорбции, промывки дистиллированной водой и сушки под аналитическим сканирующим электронным микроскопе (АСЭМ) LEO 1420VP, оснащенный рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350, были обнаружены локальные выделения металлического золота (рисунок 1).

Процесс восстановительной адсорбции золота Au^{3+} , входящего в состав комплексного иона $[\text{AuCl}_4]^-$ может быть описан следующими уравнениями [2]:



Как видно из рисунка 1 золото закрепляется на минерале, повторяя морфологические особенности поверхности (рисунок 1, а, б).

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

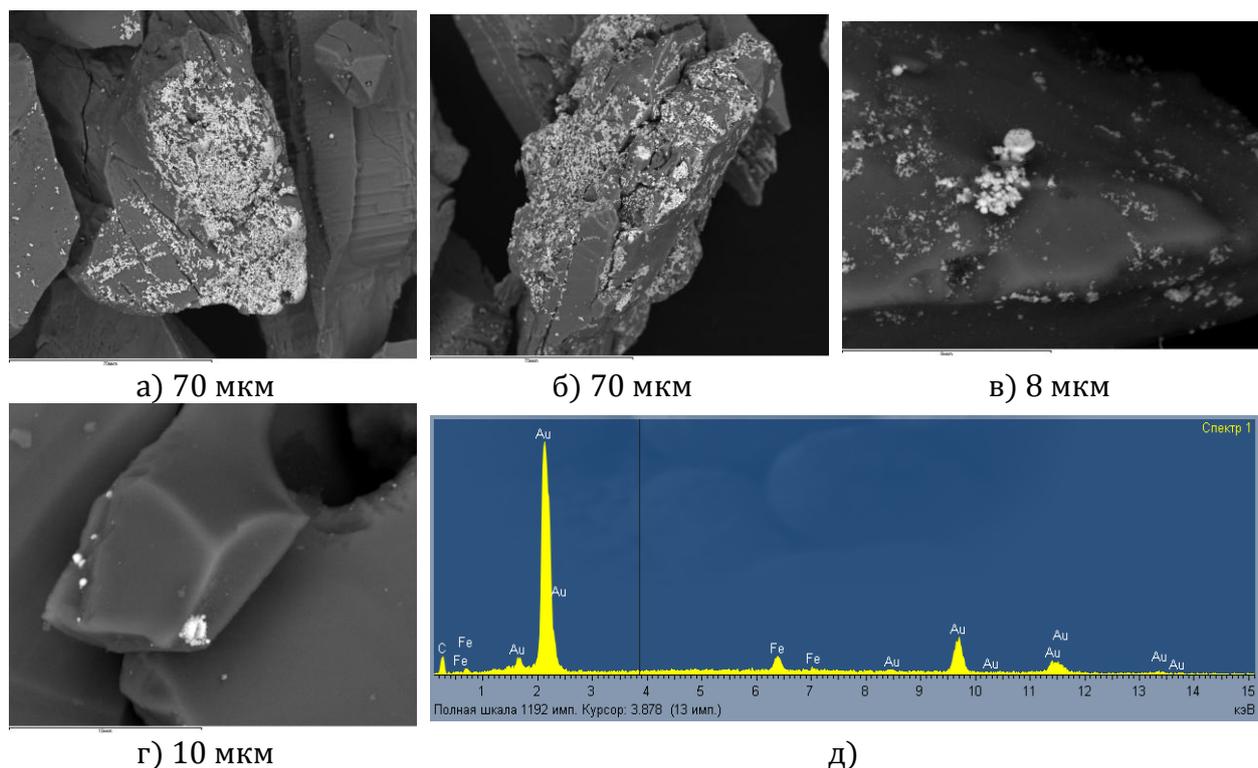


Рисунок 1 - Микрофотографии участков зерен пирита при разном увеличении с выделениями конфигураций металлического золота после восстановительной адсорбции и раствора HAuCl_4 (а–г); рентгеновский спектр участка пирита после восстановительной адсорбции золота (д)

Хлор в спектрах обнаружен не был, что действительно свидетельствует о восстановлении золота из трехвалентного состояния в золотохлористоводородной кислоте HAuCl_4 в металлическое золото Au^0 (рисунок 1, д).

По данным химического анализа после обработки HAuCl_4 в пирите содержится 1725 г/т золота. В условиях эксперимента на каждом грамме минерала сорбировалось в среднем $\sim 1,7$ мг золота.

Подготовленные образцы, а также пириты обоих месторождений до обработки

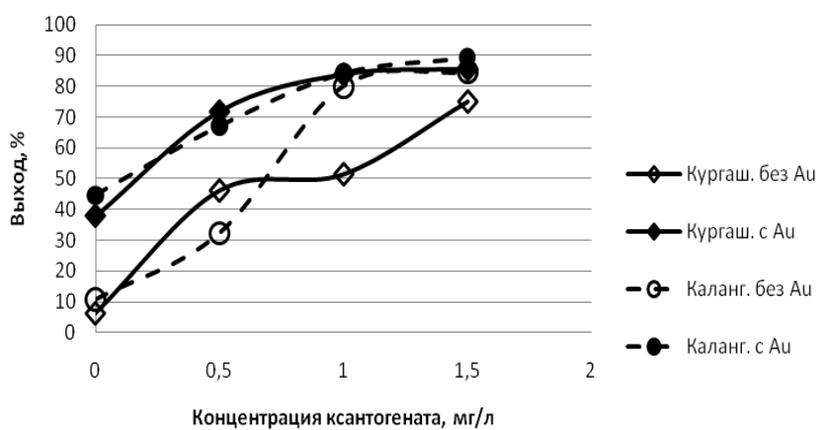


Рисунок 2 - Флотуемость Кургашинканского (сплошная линия) и Калангуйского (пунктирная линия) пирита ксантогенатом (рН 9,3)

HAuCl_4 были исследованы на флотирруемость их ксантогенатом. Результаты представлены на рисунке 2. Как видно флотирруемость пиритов разных месторождений несколько отличается друг от друга.

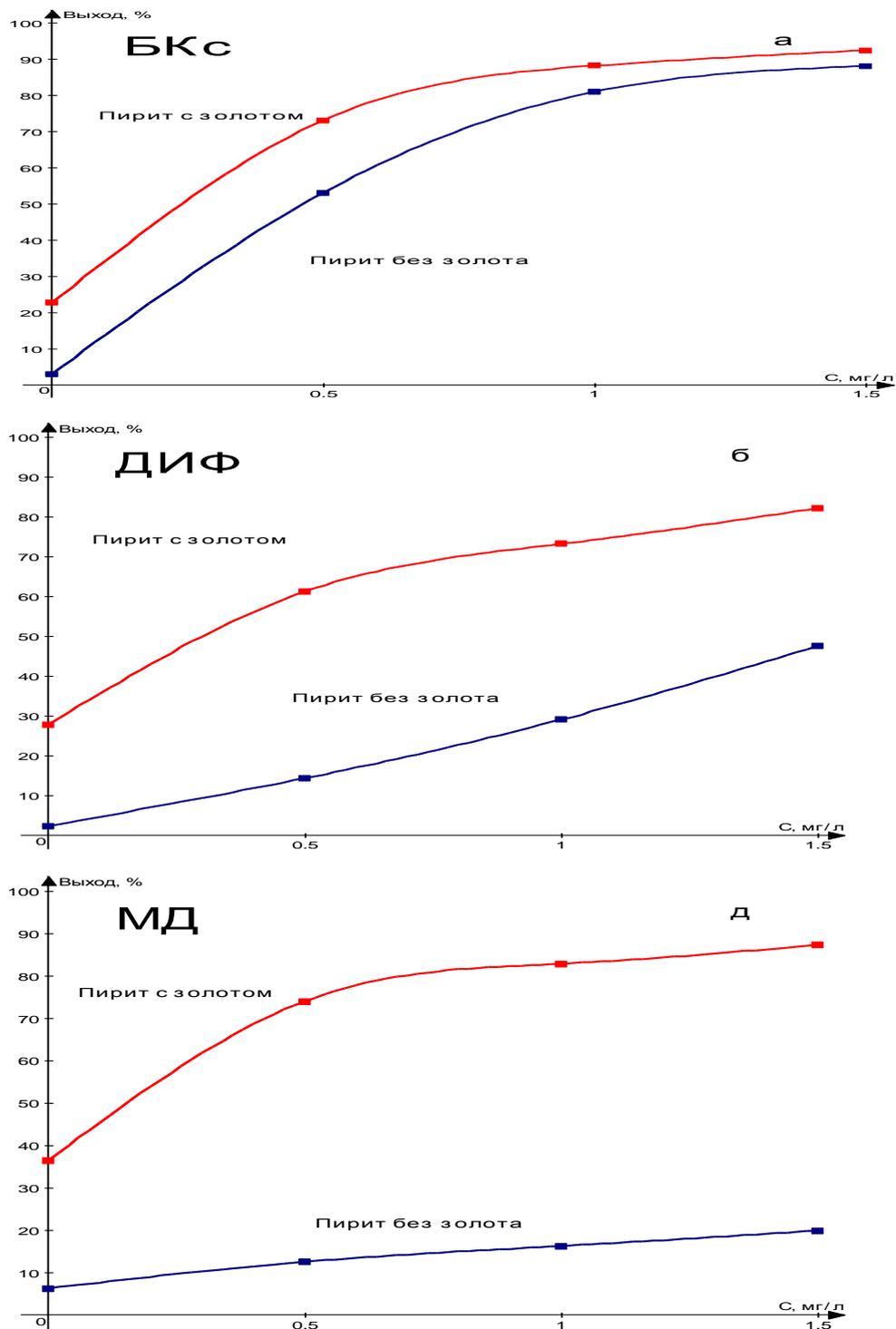


Рисунок 3 - Результаты флотации образцов пирита с золотом и без пирита без золота в присутствии реагентов БКс (а), ДИФ (б) и МД (в).

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

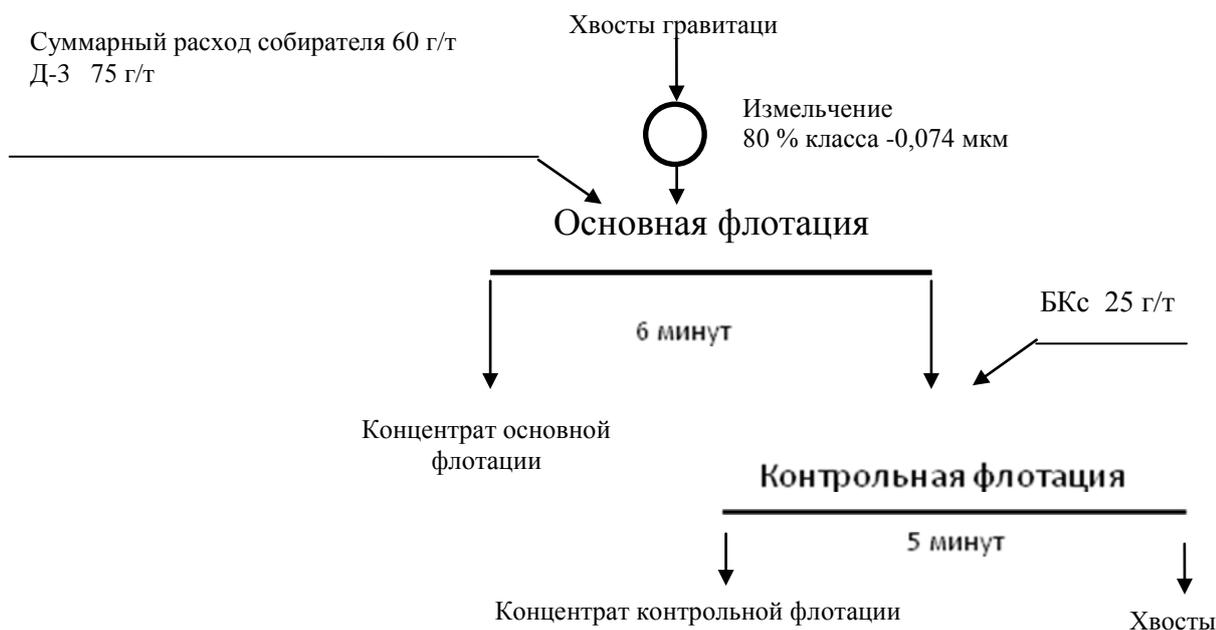


Рисунок 4 - Схема лабораторных опытов по флотации пробы хвостов гравитации

А пириты этих месторождений с искусственно нанесенным золотом флотируются практически одинаково. Это позволяет говорить о том, что в данном случае флотируемость образцов определяется не минералом-носителем, а золотом.

По методике сравнительной флотации образцов исходного пирита изучены флотационные свойства исследуемых комплексообразующих реагентов. Установлено, что наиболее селективные свойства по отношению к золоту проявляет реагент ДИФ и МД. Для сравнения приведены результаты флотации этих минералов с ксантогенатом.

Из рисунка 3 видно, что максимальный выход золотосодержащего пирита получается при использовании ксантогената (89%), но при этом выход не содержащего золота пирита составил 88%, что говорит о неселективности ксантогената по отношению к золоту. При использовании реагента ДИФ и МД выход пирита с золотом в концентрат достигает 82 и 87 % соответственно, в то время как выход пирита без золота при использовании МД составляет максимум 20%, при флотации с ДИФ – до 45 %. Реагенты ДИФ и МД были испытаны при флотации хвостов гравитации, полученных в процессе обогащения кварц-сульфидной золотосодержащей руды месторождения «Магистральное» (красноярский край) (рисунок 4).

Результаты химического анализа продуктов обогащения представлены в таблицах 1 и 2.

Данные этих таблиц свидетельствуют об эффективности и селективности реагентов ДИФ и МД по отношению к золоту.

В присутствии новых реагентов-комплексообразователей извлечение золота в концентрат основной флотации повышается до 12 %, при этом содержание золота в концентрате составляет 64 г/т, вместо 28 г/т, полученного в опыте с одним ксантогенатом.

**Международное совещание «Плаксинские чтения – 2011»,
г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г.**

Таблица 1 - Результаты лабораторных флотационных исследований хвостов гравитации кварц-сульфидной золотосодержащей руды с применением ксантогената и реагента ДИФ и БКс

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
<i>Ксантогенат 50 г/т</i>				
5	Концентрат основной флотации	12,22	28,22	82,11
	Концентрат контрольной флотации	3,87	4,45	4,10
	Хвосты	83,91	0,69	13,79
	Исх. руда	100	4,2	100
<i>ДИФ 12,5 г/т, Ксантогенат 37,5 г/т</i>				
6	Концентрат основной флотации	6,35	64,46	93,00
	Концентрат контрольной флотации	1,86	7,36	3,12
	Хвосты	91,79	0,19	3,88
	Исх. руда	100	4,40	100
<i>ДИФ 25 г/т, Ксантогенат 25 г/т</i>				
7	Концентрат основной флотации	8,31	50,60	94,06
	Концентрат контрольной флотации	2,39	4,07	2,18
	Хвосты	89,30	0,19	3,76
	Исх. руда	100	4,47	100
<i>ДИФ 50 г/т</i>				
8	Концентрат основной флотации	7,72	54,45	92,69
	Концентрат контрольной флотации	4,79	3,45	3,64
	Хвосты	87,50	0,19	3,67
	Исх. руда	100	4,53	100

Таблица 2 - Результаты лабораторных флотационных исследований хвостов гравитации кварц-сульфидной золотосодержащей руды с применением ксантогената и реагента МД и БКс

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
<i>Ксантогенат 50 г/т</i>				
1	Концентрат основной флотации	12,22	28,22	82,11
	Концентрат контрольной флотации	3,87	4,45	4,10
	Хвосты	83,91	0,69	13,79
	Исх. руда	100	4,2	100
<i>МД 12,5 г/т, Ксантогенат 37,5 г/т</i>				
2	Концентрат основной флотации	11,53	35,7	94,62
	Концентрат контрольной флотации	2,62	3,04	1,83
	Хвосты	85,85	0,18	3,55
	Исх. руда	100	4,35	100
<i>МД 25 г/т, Ксантогенат 25 г/т</i>				
3	Концентрат основной флотации	11,42	34,7	94,48
	Концентрат контрольной флотации	3,40	2,55	2,07
	Хвосты	85,18	0,17	3,45
	Исх. руда	100	4,19	100
<i>МД 50 г/т</i>				
4	Концентрат основной флотации	6,49	61,68	89,28
	Концентрат контрольной флотации	1,98	8,54	3,78
	Хвосты	91,53	0,34	6,94
	Исх. руда	100	4,48	100

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таким образом, метод искусственного нанесения золота на минерал-носитель позволил выявить эффективные и селективные к золоту реагенты МД и ДИФ. Их свойства были подтверждены опытами на пробах хвостов гравитации, полученных при обогащении руды месторождения Магистральное.

Список использованных источников

1. В.И. Зеленов. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1989.
2. М.А. Меретуков. Природные наноразмерные частицы золота. // Цветные металлы. 2006. №2.
3. В.А. Чантурия, Т.А. Иванова, Е.В. Копорулина. Методика оценки эффективности взаимодействия флотационных реагентов с золотосодержащим пиритом. // Цветные металлы. 2010. №8.
4. В.Л. Таусон, О.И. Овчинникова, О.И. Бессарабова и др. Распределение золота, осажденного при восстановительной адсорбции из раствора HAuCl_4 на кристаллах магнетита, сфалерита и галенита. // Геология и геофизика. 2000. Т.14, №10.
5. Bancroft G.M., Jean G. Gold deposition at low temperature on sulphide minerals // Nature, 1982. v 298, № 5876.
6. В.И. Рябой. Основные направления разработки и применения флотационных реагентов: Обогащение руд цветных металлов. – М. 1984.
7. Л.Я. Шубов, С.И. Иванков. Запатентованные флотационные реагенты: Справочное пособие. – М.: Недра, 1992.
8. А.И. Бусев, В.М. Иванов. Аналитическая химия золота. – М.: «Наука», 1973.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ СОРБЦИИ СУЛЬФИДРИЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ*

М.В. Рязанцева

e-mail: ryzanceva@mail.ru, Россия, г. Москва

Учреждение Российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

Исследование сорбционной активности сульфидного минерала по отношению к флотационным реагентам – задача, часто встречающаяся при проведении фундаментальных исследований.

Для ее решения на практике, как правило, используется метод, позволяющий с помощью УФ – спектроскопии исследовать межфазное распределение и формы сорбции собирателя¹.

Видимое преимущество данного метода – возможность идентифицировать

* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа академика В. А. Чантурия» НШ-3184.2010.5

¹ Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Электрохимия сульфидов: Теория и практика флотации. – М.: Наука, 1993. – 206 с

распределение форм сорбции реагента: снятие УФ-спектра гексанового смыва с поверхности минерала и последующая рекстракция из него органическими растворителями той или иной «формы» поочередно, дает возможность определить количество собирателя сорбирувавшегося в виде $MeKx$ или скажем Kx_2 .

К числу очевидных недостатков метода относится его низкая чувствительность, что вынуждает проводить эксперимент в условиях значительно отличающихся от условий реального флотационного опыта.

Концентрация ксантогената в растворе, а, следовательно, и его расход (г/т) на порядки превышает флотационные показатели, а крупность минеральных частиц нередко приходится снижать до класса -50 мкм, кроме того время контакта минерала с раствором реагента в таком случае, как правило, также превышает аналогичный показатель флотационного эксперимента.

Применение физических методов анализа дает возможность исследовать сорбционные свойства поверхности минерала в условиях максимально приближенным к реальным флотационным.

Наиболее доступным методом является ИК-спектроскопия, а точнее ее подвид - ИКФС диффузного рассеяния (отражения). ИК-спектроскопия является одним из типов колебательной спектроскопии и является спектроскопическим методом, в котором исследуются колебания молекул.

Поглощение веществом в области инфракрасного излучения происходят за счёт колебаний атомов в молекулах.

Переходы между различными колебательными состояниями в молекулах квантованы, благодаря чему поглощение в ИК-области имеет форму спектра, где каждому колебанию соответствует своя длина волны.

В качестве примера иллюстрирующего применение данного метода для решения задачи связанной с определением сорбционных свойств поверхности сульфидного минерала можно привести часть исследований проводимых в УРАН ИПКОН РАН по влиянию энергетических воздействий на физико-химические и технологические свойства сульфидных минералов^{2,3,4}.

При помощи ИК-спектроскопии диффузного отражения в данном случае было исследовано влияние дозы (кДж) мощных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) на сорбционную активность поверхности халькопирита (II Советское).

На основании данных полученных при анализе ИК-спектров минерала снятых в режиме диффузного рассеяния (рисунок 1) были сделаны следующие выводы.

1) для образца, обработанного при 0,1 кДж наблюдается значительное увеличе-

² Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Ковалев А.Т. Селективная дезинтеграция тонковкрапленных минеральных комплексов при высокоимпульсном воздействии. // Известия АН. Серия. «Физическая». - 2005. - Т. 69. - №7. - С. 1085-1061

³ Чантурия В.А., Филиппова И.В., Филиппова Л.О., Рязанцева М.В., Бунин И.Ж. Влияние мощных наносекундных электромагнитных импульсов на состояние поверхности и флотационные свойства карбонатсодержащих пирита и арсенопирита. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2007. - №5. - СС. 105-120.

⁴ Рязанцева М.В. Механизм воздействия наносекундных электромагнитных импульсов на структурно-химические и флотационные свойства пирита и арсенопирита: Автореф... дис. канд. техн. наук. - Москва: УРАН ИПКОН РАН, 2010. - 19 С.

ние сорбционной активности минерала относительно необработанного МЭМИ образца, о чем свидетельствует увеличение интенсивности пиков в диапазоне длин волн от 671 см^{-1} до 840 см^{-1} , увеличение интенсивности дуплета состоящего из двух пиков $2337\text{ см}^{-1}+2360\text{ см}^{-1}$, а также рост интенсивности пиков лежащих в диапазоне от 2850 см^{-1} до 2980 см^{-1} , относящихся к колебаниям сорбированного поверхностью минерала ксантогената.

- 2) При дальнейшем повышении дозы высокоимпульсного воздействия до 0,5 кДж и далее до 1,0 и 1,5 кДж профили ИК-спектров халькопирита не показали сигналов, которые можно было бы отнести к сорбированному поверхностью собирателю.

Таким образом, при указанных дозах электроимпульсного воздействия сорбционная активность поверхности обработанного МЭМИ халькопирита снизилась относительно исходного образца.

Полученные с помощью ИК-спектроскопии данные о влиянии МЭМИ на сорбционную активность поверхности исследуемого халькопирита согласуются с результатами флотационных опытов: при 0,1 кДж выход халькопирита в пенный продукт в условиях мономинеральной флотации увеличился относительно необработанного образца, а при дальнейшем увеличении дозы электроимпульсного воздействия, снизилась до уровня исходного (не обработанного) образца.

Таким образом, на данном примере показана эффективность использования ИКФС-диффузного отражения, как доступного экспрессного метода исследования сорбции сульфгидрильных реагентов-собирателей на поверхности сульфидов.

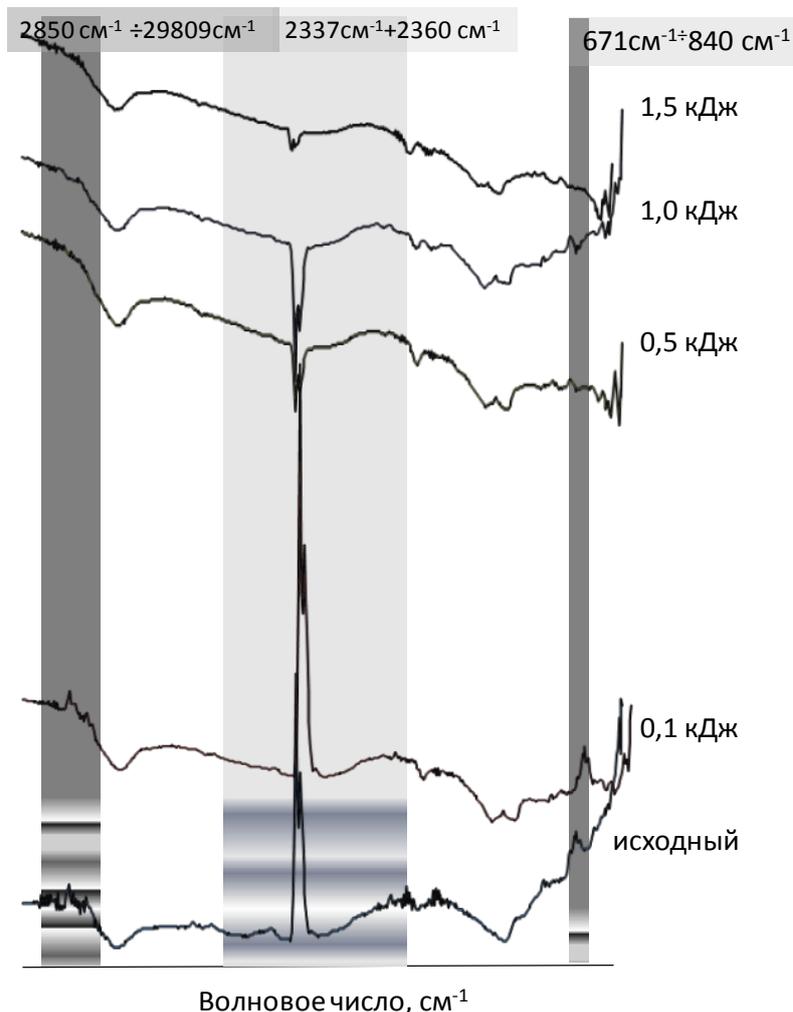


Рисунок 1 ИК – спектры поверхности халькопирита после взаимодействия с раствором БКС (30 г/т)

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗАИМОСВЯЗИ
ПОВЕРХНОСТНЫХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПРИРОДНЫХ
АЛМАЗНЫХ КРИСТАЛЛОВ ТРУБКИ «ИНТЕРНАЦИОНАЛЬНАЯ»*

*В.А. Чантурия, Г.П. Двойченкова, А.И. Каплин
Г.Х. Островская¹, Е.Г. Коваленко¹, О.Е. Ковальчук¹*

Россия, г. Москва,

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

¹Россия, г. Мирный, Республика Саха-Якутия, АК»АЛРОСА»

В настоящее время на ОФН^{№3} МГОКа в переработку поступает вторично измененное кимберлитовое сырье трубки Интернациональная (открытая добыча), состав которого по данным НИГП АК «АЛРОСА» соответствует составу выветренных кимберлитов, в которых серпентин частично или полностью преобразован в глинистые минералы. Обнаруженные глинистые минералы имеют размер кристаллитов порядка 0,001-0,01 мкм, то есть лежат в пределах границ наноминералов.

Глинистые минералы представлены: тальком 26-34%, тальк-сапонитом, хлорит-сапонитом или На-сапонитом -до 60%, слюдой -до 12%, серпентином - до 4%, хлоритом - около 1%, галитом -около 1%. В красных разностях кимберлита содержится гематит - до 9%.

На поверхности алмазов из данного кимберлитового сырья методом оптической микроскопии, инфракрасной спектроскопии и микрорентгеноспектрального анализа (перекрестный анализ) зафиксированы вторичные минеральные примеси (минеральные примазки) в виде тонкого слоя тонкодисперсных (менее 10 мкм) глинистых минералов (минеральная «присыпка» на поверхности кристалла).

Встречаются также микрозерна кальцита (редкие единичные зерна или дисперсные массы совместно силикатными примазками), кварца (единичные зерна), диопсида (единичные зерна в трещинах).

Обнаруженное тальк-смешанослойное смектитовое образование обнаруживается методами инфракрасной спектроскопии, рентгенофазовым и микрорентгеноспектральным методом, находится часто совместно с галитом $NaCl$, карбонатами $CaCO_3$ и сульфатами $CaSO_4$, группами $O-H$ (полосы 3656 см^{-1} колебания ядер ν_1 вдоль направления связей), группами CH_2 (ν_{as} 2854, ν_s 2923 см^{-1}) и $H-OH$ (1740 см^{-1} , широкая полоса над трехфононной областью в инфракрасной спектроскопии).

Атомы кислорода также зафиксированы при площадном сканировании поверхности методом микрорентгеноспектрального анализа.

Кристаллы галита $NaCl$ встречаются в виде самостоятельных кристаллов (или прорастаний кристаллов в силикатных примазках) размером 1-10 мкм. Кальцит $CaCO_3$ и гипс $CaSO_4 \cdot nH_2O$ встречается в виде отдельных зерен (таблица 1, рисунки 1-3).

* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа академика В.А. Чантурия» НШ-3184.2010.5 и в рамках проекта государственной поддержки ведущих российских вузов «Создание комплексной инновационной экологически безопасной технологии добычи и переработки алмазоносных руд в условиях Крайнего Севера»

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Совокупность вышеуказанных факторов приводит к резкому снижению технологических показателей процесса пенной сепарации, в котором извлечение алмазов в концентрат при обогащении данного типа сырья не превышает 10-15 %.

В результате проведенного исследования алмазов трубки Интернациональная было установлено, что в спектрах ИК-поглощения присутствуют полосы ответственные за собственное решеточное поглощение (колебания вдоль связи C-C), структурные дефекты, вызванные наличием примеси азота в различных его формах (дефекты A, B1, B2), а также колебание вдоль связей Si-O и групп OH.

Таблица 1 - химический состав примазок на алмазах трубки Интернациональная

Label	O	Na	Mg	Al	Si	S	Cl	K	Ca	Ti	Fe
d1	64.0	0.0	11.2	3.3	18.1	0.0	0.2	1.1	0.6	0.1	1.4
d1-1	69.4	0.0	11.7	1.1	15.0	0.0	0.1	0.1	1.0	0.0	1.5
d1-2	68.5	0.0	2.1	5.9	18.3	0.1	0.1	4.6	0.1	0.0	0.4
d1-3	63.4	0.0	12.9	2.8	18.0	0.1	0.0	0.4	0.8	0.1	1.4
d1-4	59.9	0.0	12.9	3.2	20.5	0.0	0.1	1.3	0.5	0.1	1.6
d2-3	68.1	0.3	9.6	3.4	14.1	0.1	0.5	1.0	0.5	0.2	2.2
d3-4	59.5	1.8	11.1	3.1	18.1	0.0	1.2	1.4	0.8	0.1	2.9
d3-5	67.3	2.8	11.4	1.8	13.3	0.1	1.5	0.3	0.4	0.3	0.8
d4-4	47.0	0.5	19.3	3.2	23.9	0.0	1.9	0.3	1.3	0.0	2.5

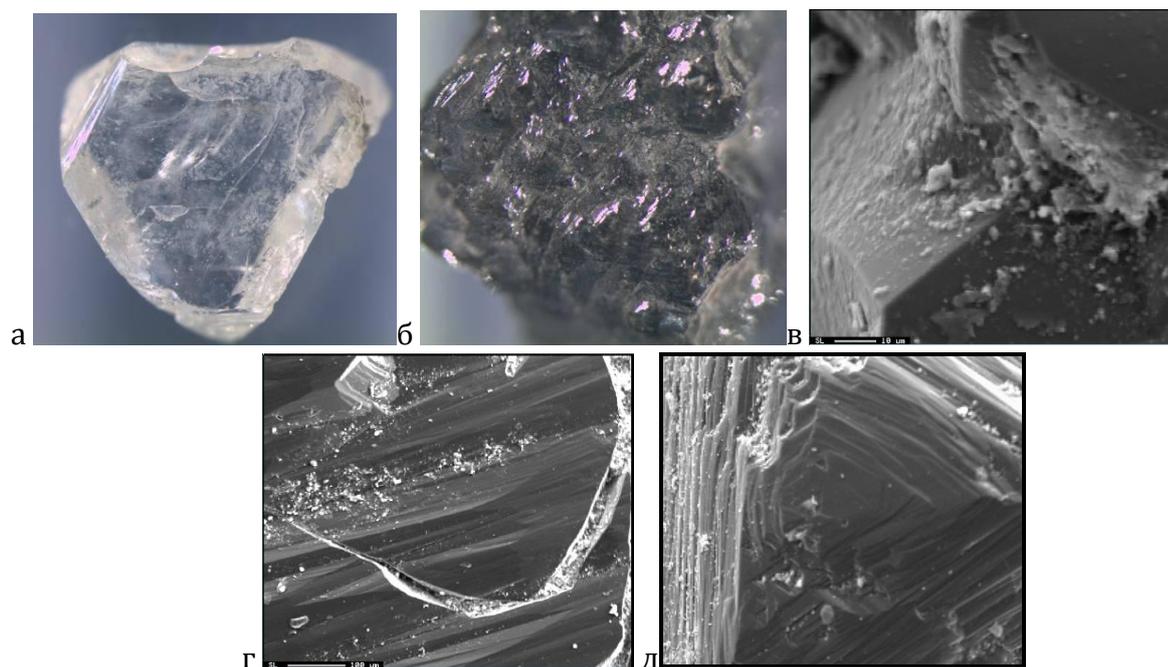


Рисунок 1 - Внешний вид изучаемых алмазов и минеральных примесей (примазок) на них: а-в - внешний вид минеральных примесей, наблюдаемых в оптический микроскоп (размер наблюдаемых на фото примесей 10 мкм и менее); г-д - в режиме электронного микроскопа на микрорентгеноспектральном анализаторе JXA-8800R

По характеру расположения линий Si-O и OH в ИК-спектрах было идентифицировано наличие на алмазах силикатов аналогичных тальку (рисунок 1).

Проведенные исследования образца, рентгеноспектрального анализа выполненные на микроанализаторе Superprobe JXA- 8800-R показали (см. таблица 1, рисунок 2) увеличенное содержание кислорода и алюминия по сравнению со справочными данными.

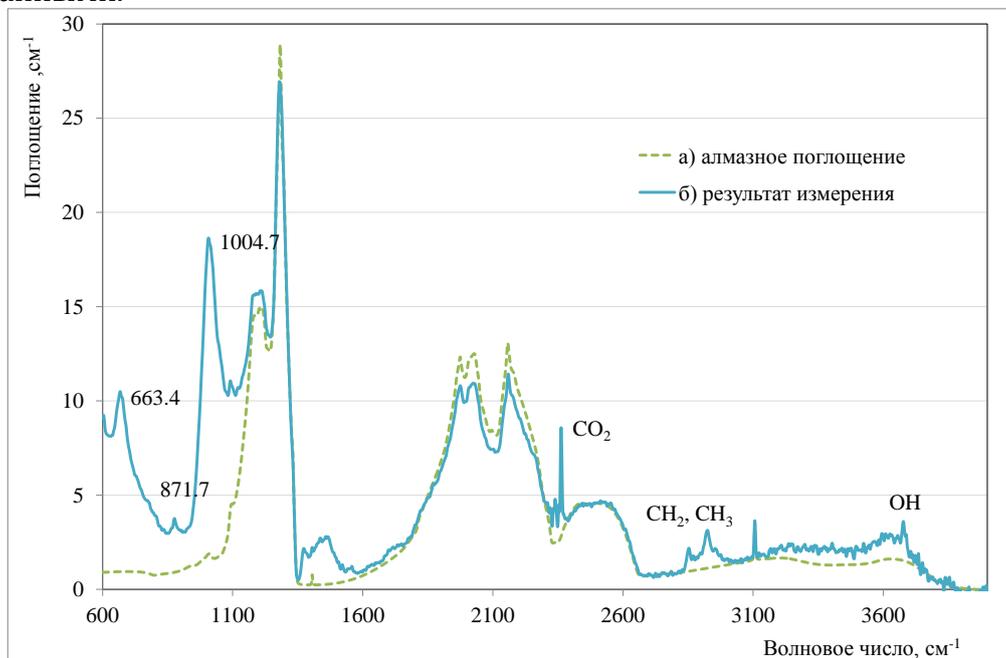


Рисунок 2 – ИК- спектр поглощения алмаза №523 вместе с минеральными примазками (б), чистого алмаза (а)

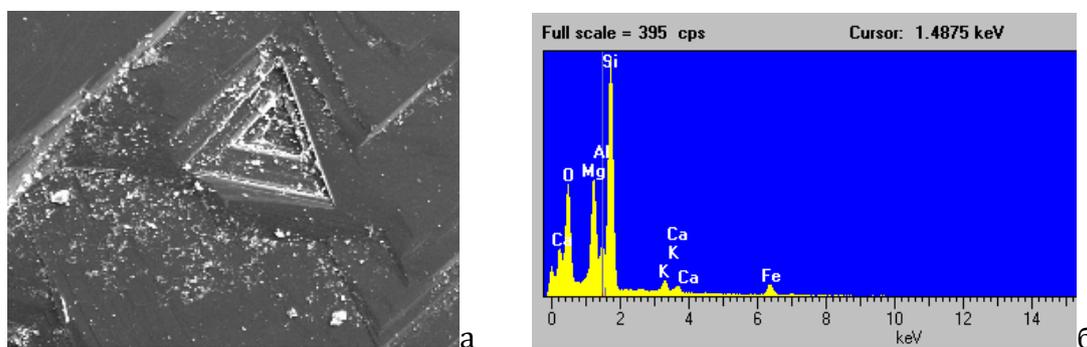


Рисунок 3 - Тальк-смешаннослойное смектитовое образование на поверхности алмаза (а) и результаты микрорентгеноспектрального анализа (б)

Таким образом, особенностью данных силикатных минералов является наличие смектитовых слоев с дополнительными группами *ОН* и кремнекислородных тетраэдров с Al^{3+} обладающих нескомпенсированным поверхностным зарядом.

Гидрофобно-гидрофильные свойства поверхности исследуемых кристаллов экспериментально оценивались величиной угла смачивания, который определялся методом сидящей капли (Холмберг, и др., 2007; Фролова, и др., 1986), наносимой микрошприцем на поверхность алмаза. В качестве смачивающей жидкости использовали дистиллированную воду. Величину краевого угла смачивания рассчитываем как среднюю из не менее 3 значений, отличающихся не более чем на 5%.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В институте УРАН ИПКОН РАН выполнен ряд исследований по изучению гидрофобно – гидрофильного состояния поверхности алмазных кристаллов трубки Мир.

Методом РФС и ОЖЕ – спектроскопии установлены основные различия элементного и фазового составов нанообразований (на глубине от 3 до 180 нм) на природных алмазах с различным гидрофильно-липофильным состоянием поверхности

Вскрыт механизм техногенной гидрофилизации природно-гидрофобных алмазов в результате адсорбции на их поверхности полиминеральных компонентов из минерализованных водных систем с образованием гидросиликатной пленки на глубину до 160 нм, что снижает в 2 раза их гидрофобность.

Показано, что при увеличении продолжительности контакта с 2 до 24 часов алмазов с минерализованной водной системой на поверхности (≈ 3 нм) кристаллов формируется гидрофильная магнезиальная -силикатная пленка с повышенным в 2-4 раза содержанием в ней элементов Si, Mg, Fe и C при последовательной трансформации их соотношения и преобразования серпентина в тальк-хлорит, что приводит к снижению гидрофобности поверхности алмазов в 2,5 и 4 раза.

Поверхность гидрофобных алмазов представляет собой гетерофазное образование со свободными островками алмазной структуры и дискретной сеткой магнезиальных силикатов группы серпентина с переменной долей гидроксидов железа. Гидрофильные алмазы покрыты магнезиальными силикатами тальковой группы и оксигидратной формой железа.

Выявлено, что продукты электрохимической обработки воды деструктурируют полиминеральные нанообразования на алмазах, способствуя очищению и гидрофобизации их поверхности.

На данном этапе исследований выполнены аналогичные эксперименты по изучению взаимосвязи состояния поверхности алмазных кристаллов трубки Интернациональная с их технологическими свойствами.

Экспериментальными исследованиями коллекции алмазов трубки Интернациональная, отобранными из питания пенной сепарации ОФ№3 МГОКа, установлено наличие на их поверхности вторичных минеральных примесей (минеральных примазок), блокирующих природные активные (гидрофобные) свойства алмазных кристаллов (см. рисунок 1).

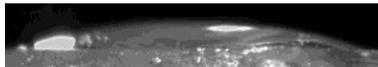
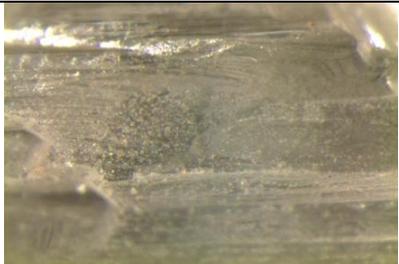
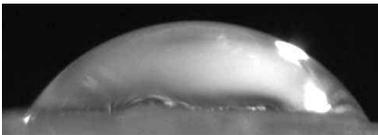
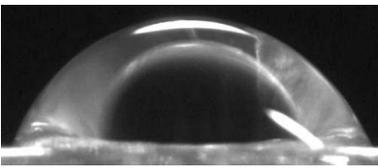
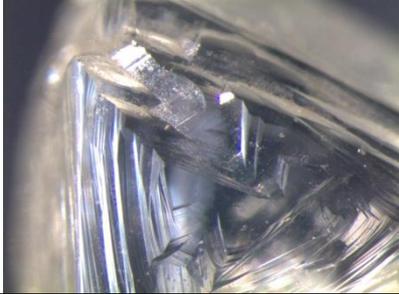
Проведенные замеры угла смачиваемости показали, что на поверхности исследуемых кристаллов их величина составляет $15--62^\circ$ (в среднем около 50°). При этом зафиксировано, что чем более тонкодисперсными силикатами покрыт кристалл, тем меньше угол смачивания. Зафиксировано также, что колотые поверхности более плотно и равномерно покрыты минеральной присыпкой по сравнению с ростовыми поверхностями алмаза (таблица 2).

Для подтверждения депрессирующего действия выявленных вторичных минеральных примесей на поверхность природных алмазных кристаллов в лабораториях институтов Якутнипроалмаз и УРАН ИПКОН РАН, расположенных на ОФ№3 МГОКа выполнена экспериментальная апробация флотационных свойств исследуемых алмазных кристаллов

Результаты исследований показали, что алмазы, поверхность которых частично заблокирована минеральными примазками извлекаются на 50% в водопроводной воде и всего на 10% в оборотной воде пенной сепарации.

Применение метода оттирки в лабораторных условиях позволяет восстановить флотационную активность поверхности алмазов до 63,33 только при флотации в водопроводной воде.

Таблица 2– Смачиваемость алмазов трубки Интернациональная

Характеристика поверхности	Углы смачивания	Фото поверхности
Полное смачивание, поверхность равномерно покрыта тонкодисперсной минеральной присыпкой	15-30° 	
Гидрофильная поверхность, имеются чистые области, основное скопление тонкодисперсных минералов во впадинах	30-60° 	
Относительно чистая поверхность, тонкодисперсные минеральные присыпки в ростовых углублениях	>60° 	

Применение электрохимически обработанной воды в процессе флотации алмазов трубки Интернациональная с использованием оборотной воды позволило поднять уровень извлечения с 10 % до 68,97 в условиях проведения эксперимента.

Таким образом, по результатам лабораторных исследований труднофлотируемых алмазов, проведенных институтом «Якутнипроалмаз» и УРАН ИПКОН РАН, установлено:

- ✓ процессы обогащения исследуемого типа алмазосодержащего сырья трубки Интернациональная, основанные на физико-химическом состоянии поверхности алмазов (липкостная и пенная сепарация) в установленных регламентом режимах не эффективны и требуют предварительной подготовки материала к обогащению
- ✓ восстановление гидрофобных свойств алмазов, заблокированных минеральными вторичными примесями, возможно за счет интенсивной оттирки их поверхности с использованием в качестве реагента электрохимически обрабо-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- танной воды перед флотационным обогащением (липкостная и пенная сепарации),
- ✓ восстановление гидрофобности алмазов, блокированной минеральными вторичными примесями, возможно за счет использования электрохимически обработанной воды в объеме машины пенной сепарации.
- Разработка и промышленная реализация методов активации алмазосодержащего сырья перед процессами липкостной и пенной сепараций труднообогатимых кимберлитов внесены в тематический план НИР института Якутнипралмаз.

ВЛИЯНИЕ КОМПЛЕКСООБРАЗОВАТЕЛЯ АМД НА ФЛОТАЦИОННОЕ РАЗДЕЛЕНИЕ СУЛЬФИДОВ МЕДО-ЦИНКОВЫХ РУД

Е.Л. Чантурия¹, Т.А. Иванова², И.Г. Зимбовский^{1,2}

¹Россия, г. Москва,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Московский государственный горный университет (ГОУ ВПО МГГУ)

²Россия, г. Москва, Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

Медно-цинковые сульфидные руды представляют собой сложный комплекс сульфидов меди, цинка и железа, а также минералов вмещающих пород, что предопределяет проблемы обогатительного передела данных типов руд. Основные трудности в обогащении таких руд определяются содержанием в них сульфидов, обладающих близкими физико-химическими и флотационными свойствами, не постоянный минеральный и химический (примесный) состав руд и тонкое прораствание сульфидных минералов между собой. Для решения проблемы разделения сульфидов с близкими технологическими свойствами требуется поиск, разработка и исследование новых, доступных и экологически безопасных высокоселективных реагентов-собираателей.

В нашей работе представлены результаты исследования нового реагента собирателя для сфалерита АМД класса фенилпиразолов, который по данным литературных источников, при определенных условиях способен образовывать комплексные гидрофобные соединения с ионами тяжелых металлов.

Флотационные исследования нового реагента проводились во флотационной машине с камерой объемом 20 мл в диапазоне рН 7–11,5 при различных концентрациях реагента. Для сравнения проводились опыты с бутиловым ксантогенатом (БКх). Материал для исследований был представлен мономинеральными фракциями пирита, халькопирита и сфалерита месторождений Южного Урала, крупностью - 0,08 + 0,045 мм (таблица 1).

Анализ результатов проведенных исследований показал, что при флотации сфалерита с реагентом АМД в диапазоне рН от 7 до 11,5, извлечение минерала на 3-10% ниже по сравнению с БКх. При этом пирит в присутствии АМД в идентичных условиях флотируется хуже, чем сфалерит, и при рН 10 практически полностью перестает флотироваться (извлечение 1,5-2%) (рисунок 1).

При увеличении расхода АМД извлечение пирита не меняется и остается на уровне 2%, что свидетельствует о том, что взаимодействие пирита с АМД не происходит. Извлечение сфалерита, напротив, увеличивается с увеличением расхода собирателя (рисунок 2). Но даже при расходе 500 г/т извлечение достигает лишь 40%.

Таблица 1 – Химический состав исследуемых минералов

Минералы	Элементы, %				
	Fe	Cu	Zn	S	Ag, г/т
Пирит	45,15	0,06	0,05	53,93	<5
Халькопирит	28,77	33,04	0,23	35,05	64,04
Сфалерит	6,95	1,08	55,47	34,18	104,18

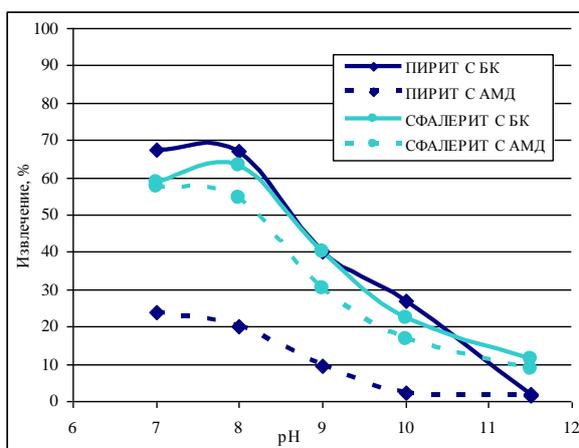


Рисунок 1 – Влияние pH на флотуемость пирита и сфалерита в присутствии АМД и БК

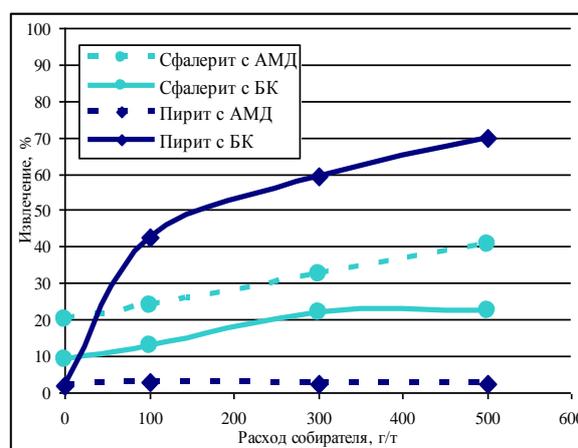


Рисунок 2 – Флотуемость пирита и сфалерита в присутствии АМД и БК при pH 10

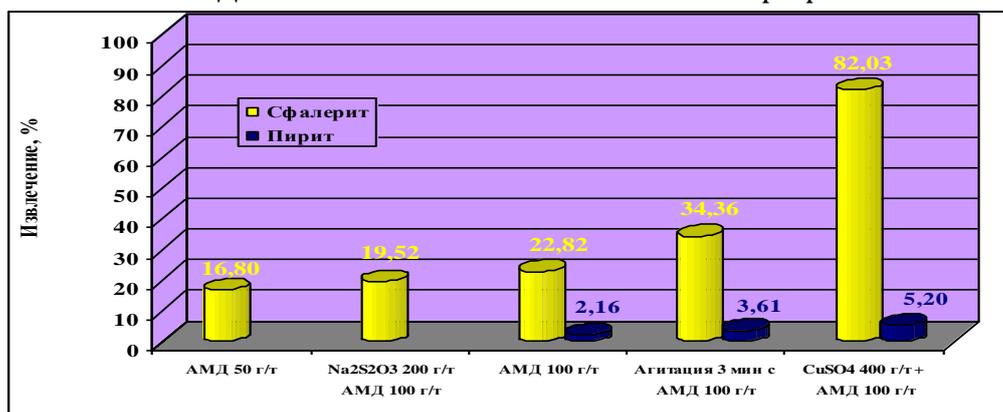


Рисунок 3 – Влияние различных условий флотации на извлечение пирита и сфалерита при pH 10

Активация сфалерита медным купоросом приводит к резкому росту извлечения сфалерита до 82%. Извлечение пирита в присутствии медного купороса возрастает незначительно и составляет всего 5% (рисунок 3).

Причиной селективности реагента АМД по отношению к сфалериту и сфалериту, активированному ионами меди, является, очевидно, его способность к образова-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

нию устойчивых поверхностных соединений с цинком и медью и неспособность этого реагента, в условиях флотации, образовать гидрофобные комплексные соединения с железом на поверхности пирита. Известно, что с ионами некоторых тяжёлых металлов реагент образует устойчивые комплексы, что обусловлено наличием в молекуле донорных атомов N и O. Свойства комплексов АМД с двухвалентным цинком и медью были исследованы в работах [Lodzinska A, Golinska F. и др. 1986].

Полученное после фильтрации соединение – трудно растворимое в воде твердое, мелкокристаллическое белое вещество, которое хорошо растворяется в CHCl_3 и CCl_4 . Выделенный осадок анализировали с помощью УФ-, ИК-спектроскопии и АСЭМ анализа. УФ-спектры комплексов АМД с цинком и медью в ультрафиолетовой области так же, как и спектр АМД в хлороформе, имеют по два максимума поглощения. Характерные для исходного АМД максимумы поглощения при 277 и 245 нм у комплексов сдвинуты влево в область более низких значений длин волн и проявились при 266 и 243 нм в соединении с цинком (рисунок 4) и при 273 и 243 нм в соединении с медью. Характерный для исходного АМД максимум поглощения при 264 нм в воде, у комплексных соединений АМД с цинком и с медью проявился при 259 нм (рисунок 5).

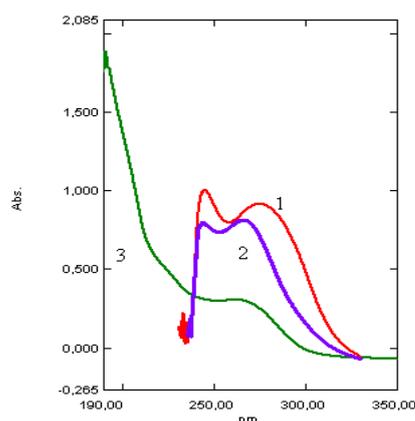


Рисунок 4 – УФ-спектр АМД – 1 и соединения АМД с цинком – 2,3; 1,2 – в хлороформе; 3 – в воде

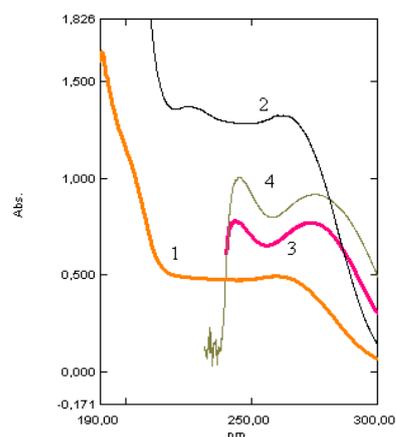


Рисунок 5 – УФ-спектры соединения АМД с медью – 1,3 и АМД – 2,4. 1,2 – в воде; 3, 4 – в хлороформе

ИК-Фурье спектры АМД и его соединения с цинком в области $4000\text{--}400\text{см}^{-1}$, были получены на спектрофотометре Ифралюм FT-8. Образцы для съемки готовили в виде растворов в хлороформе и хлороформных экстрактов, смытых с поверхности сфалерита после агитирования в растворе реагента и высушивания минерала на воздухе.

Для соединения АМД наиболее важными являются частоты карбонильной CO -группы и экзоциклической аминогруппы. В ИК-спектрах полученного комплекса наблюдается понижение частоты валентных колебаний CO -группы на 30 см^{-1} относительно спектра исходного АМД (1655 см^{-1} и 1684 см^{-1} соответственно) и менее ярко выраженное смещение положения частот валентных колебаний CN -группы (1309 см^{-1} и 1300 см^{-1} ; 1125 см^{-1} и 1133 см^{-1}). Отнесение полос выполнено с учетом работы [Черкасова Т.Г., Каткова О.В. 2005]. Сравнительные данные спектров могут свидетельствовать об образовании комплексного соединения. В ИК-спектрах сфа-

лерита до и после перемешивания с водным раствором АМД также обнаружен ряд отличий.

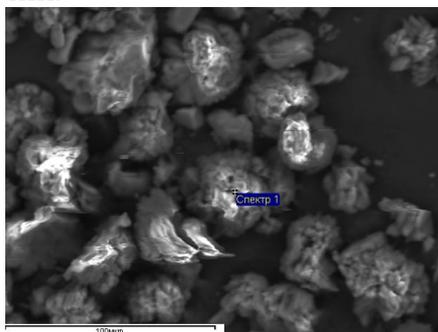


Рисунок 6 - Синтезированное комплексное соединение АМД с цинком.
Метка 100 мкм

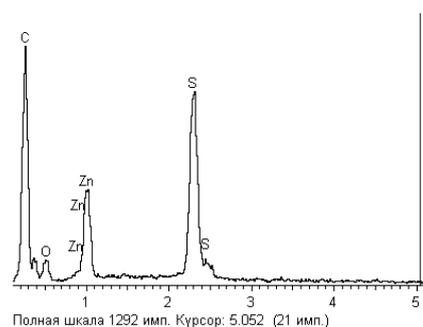


Рисунок 7 – Рентгеновский спектр комплексного соединения АМД с цинком

Судя по результатам АСЭМ анализа, полученное кристаллическое соединение, можно отнести к комплексному соединению АМД с цинком, так как на спектрах участков частиц осадка присутствуют пики Zn, S, O и C (рисунки 6 и 7).

В настоящей работе с целью проведения идентификации соединения, образующегося при флотации на поверхности сфалерита, было синтезировано соединение АМД с цинком. Комплексное соединение получали при комнатной температуре в водном растворе $ZnCl_2$, АМД и роданида аммония при мольном отношении 1:2:2. Взаимодействие сопровождалось изменением цвета раствора и образованием белого осадка. Дальнейшие исследования будут направлены на повышение флотиремости сфалерита в присутствии АМД за счет улучшения условий комплексообразования.

РАЗРАБОТКА СЕЛЕКТИВНОГО РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ КОМПЛЕКСНОЙ КОЛЧЕДАННОЙ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ ЮБИЛЕЙНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, М.Н. Сабанова¹, Н.Н. Орехова²

woda@mail.ru, Россия, г. Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»),

¹Россия, г. Сибай, Сибайский филиал ОАО «Учалинский ГОК»,

²Россия, г. Магнитогорск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального
образования «Магнитогорский государственный
технический университет им. Г.И. Носова (ГОУ ВПО «МГТУ»)

Колчеданные медно-цинковые руды Уральского региона относятся к трудно-обогатимому типу сырья. Сложность вещественного состава руд Юбилейного месторождения, прежде всего, определяется - неравномерной, тонкой вкрапленностью

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

сульфидных минералов; тесным взаимопрорастанием сульфидов между собой и с породными минералами. Для колчеданной медно-цинковой руды Юбилейного месторождения характерна несколько большая массовая доля меди по отношению к цинку; средняя массовая доля меди составляет 2,89 %, цинка – 2,59 %. Медь на 90 % представлена халькопиритом, цинк практически на 99 % - сфалеритом. Присутствуют глинистые шламы.

Особенности минерального состава руды данного месторождения: размеры выделений халькопирита меняются в широких пределах от 30-40 мкм до 1,5-5-6 мм; характерно наличие тонких (10-100 мкм) включений пирита в халькопирите. Весьма многочисленные неправильные выделения сфалерита занимают межзерновые пространства пирита, интенсивно его замещая. Размер выделений варьирует от единиц -10-200 мкм до линзовидных образований размером 800 мкм, часто с тонкими включениями пирита. Наиболее сложные сростания наблюдаются в связке халькопирит-сфалерит-пирит- эмульсионные структуры. Сфалерит иногда содержит эмульсионную вкрапленность (15 мкм) халькопирита. Более крупные выделения засорены эмульсией халькопирита, пирита размером от 2 до 20 мкм.

Наиболее распространены зернистая, кристаллическая и колломорфная разновидности пирита. Зернистые, кристаллические выделения пирита являются весьма распространенной формой (30-40 %), размеры зерен, кристаллов колеблются в широких пределах от десятков мкм до сотен мкм и ед мм; размер включений сфалерита в сростках с халькопиритом составляет менее 5 мкм.

Использование бутилового ксантогената при флотации близких во флотационном отношении пирита и халькопирита затрудняет получение стабильных технологических показателей. Применение модифицированных дитиофосфатов (например: собирателей серии Берафлот) позволяет повысить качество концентратов при снижении извлечения пирита. Небольшие добавки бутилового ксантогената к модифицированному дитиофосфату позволяют увеличивать извлечение минералов цветных металлов за счет флотации сростков с пиритом минералов меди и сфалерита. Превышение доли бутилового ксантогената в сочетании с модифицированными дитиофосфатами приводит к росту извлечения пирита и снижению качества концентратов. Берафлот 3035 представляет собой сочетание дитиофосфата и тионокарбамата в определенном соотношении.

Дитиофосфаты обладают слабой флотационной активностью по отношению к пириту и неактивированному сфалериту, но при этом они также проявляют более слабые собирательные свойства по отношению к халькопириту и другим медным минералам. Поэтому дитиофосфаты необходимо использовать в сочетании с селективными по отношению к минералам меди собирателям. К такому классу соединений относятся тионокарбаматы.

Адсорбционные исследования в условиях беспенной флотации показали, что тионокарбамат (ИТК) обладает максимальной адсорбционной активностью по отношению к халькопириту ($1/\alpha=2,5 \cdot 10^5 \text{ M}^{-1}$) из ряда исследованных соединений (бутиловый ксантогенат, изобутиловый дитиофосфат, ИТК) при величине насыщенного слоя $A_{\infty}=2,09 \text{ M} \cdot 10^{-5} / \text{m}^2$. При тех же условиях на пирите наименьшая величина адсорбционной активности соответствует изобутиловому дитиофосфату ($1/\alpha=0,63 \cdot 10^5 \text{ M}^{-1}$) одновременно с наименьшей величиной насыщения адсорбции

($A_{\infty}=0,95 \text{ M} \cdot 10^{-5}/\text{M}^2$). Соответственно наибольшая площадь «свободной» поверхности пирита приходится на 1 молекулу изобутилового дитиофосфата ($17,48 \cdot 10^{-20} \text{ M}^2$), что повышает эффективность действия подавителей флотации, вследствие большей соадсорбции подавителей и перекрывания гидрофобизирующего действия собирателя.

Изучение кинетики адсорбции бутилового ксантогената, изобутилового дитиофосфата, ИТК на пирите, халькопирите, сфалерите (крупность минералов минус 44 +10 мкм, $C_{\text{исх}}=10^{-4} \text{ M}$, $\text{pH}_{\text{исх}}=8,5$) показала, что на пирите константа скорости адсорбции изобутилового дитиофосфата составляет $1,00 \cdot 10^{-7} \text{ M} \cdot \text{M}^{-2} \cdot \text{c}^{-1}$, которая практически в 7,5 раза ниже константы скорости адсорбции бутилового ксантогената ($7,69 \cdot 10^{-7} \text{ M} \cdot \text{M}^{-2} \cdot \text{c}^{-1}$); при тех же условиях разница в константе скорости адсорбции для халькопирита составляет 1,3 раза. Константа скорости адсорбции ИТК максимальная на халькопирите и составляет $11,1 \cdot 10^{-7} \text{ M} \cdot \text{M}^{-2} \cdot \text{c}^{-1}$.

Флотационные опыты на пробе руды Юбилейного месторождения проведены по селективно-коллективно-селективной схеме флотации. Для подавления активированного сфалерита в измельчение подавали смесь гидросульфида натрия и цинкового купороса в соотношении 1:2. На рисунке приведены зависимости извлечения и массовой доли меди в суммарном медном концентрате, а также прирост извлечения минералов меди в зависимости от соотношения Берафлота 3035 и бутилового ксантогената.

а)



б)

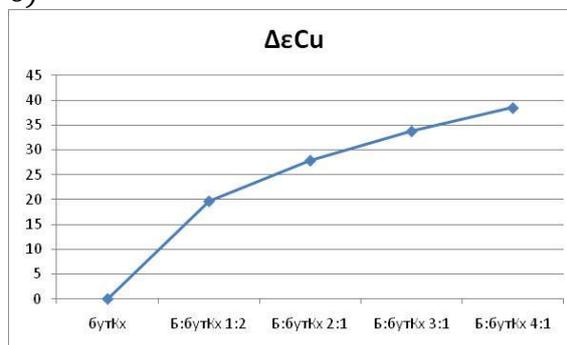


Рисунок – Зависимости извлечения и массовой доли меди в суммарном медном концентрате (а) и прирост извлечения минералов меди в суммарный медный концентрат от соотношения в сочетании Берафлот 3035:бутиловый ксантогенат

Результаты открытых опытов показывают, что превышение доли бутилового ксантогената в сочетании с Берафлотом 3035 сопровождается снижением показателей флотации. В таблице приведены результаты замкнутых опытов на пробах пиритной медно-цинковой руды Юбилейного месторождения со средней массовой долей, %: 2,97 Cu; 2,73 Zn; 38,18 S. Показатели прироста извлечения металлов с Берафлотом 3035 в композиции с бутиловым ксантогенатом в соотношении 4:1 и 1:1 приведены в таблице.

Исследования показали, что при использовании одного Берафлота 3035, либо при большей его доли в композиции с бутиловым ксантогенатом (2:1, 4:1), наблюдается различие в кинетике флотации минералов меди и сфалерита в первые 4 минуты процесса, разница в извлечении составляет 5,4-8,3 %. С увеличением доли

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ксантогената в сочетании разница в кинетике флотации минералов меди и сфалерита снижается, при использовании одного ксантогената различий в извлечении минералов меди и цинка не отмечено с первых минут флотации.

Таблица – Показатели флотации в замкнутых опытах с использованием Берафлота 3035

Собиратель	Массовая доля, %	Извлечение, %				Прирост извлечения, %			
		Cu	Zn	Au	Ag	Cu	Zn	Au	Ag
Бутиловый ксантогенат (100 %)	19,89	80,54	10,09	23,56	25,61	-	-	-	-
Берафлот 3035 (4:1)	19,59	86,72	12,71	33,03	33,26	+6,18	+2,62	+9,44	+7,56
Берафлот 3035(1:1)	19,29	85,63	18,26	28,92	33,39	+5,09	+8,17	+5,36	+7,78

Использование модифицированных тионокарбаматами дитиофосфатов в определенном соотношении (Берафлот 3035) позволяет повысить технологические показатели флотации труднообогатимых колчеданных руд.

Определяющим в разработке схемы и реагентного режима является вещественный состав, однако основным фактором в достижении высоких технологических показателей является преобладание массовой доли Берафлота 3035 в сочетании с бутиловым ксантогенатом.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОКИСЛЕНИЯ И ИЗМЕНЕНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД УРАЛА*

*В.Е. Вигдергауз, Д.В. Макаров¹, Е.В. Белогуб², Э.А. Шрадер,
И.Н. Кузнецова, И.В. Бочарова¹, Л.М. Саркисова*

Россия, г. Москва, Учреждение Российской академии наук Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

¹e-mail: zogenko_2000@mail.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН (УРАН ИППЭС КНЦ РАН)

²Россия, г. Миасс, Учреждение Российской академии наук Институт минералогии УрО РАН (УРАН ИМин УрО РАН)

Учитывая масштабы потерь полезных минералов при обогащении сульфидных руд цветных металлов, истощение запасов и снижение качества руд, хвосты обогащения рассматриваются как потенциальный источник цветных металлов, несмотря на более низкие их содержания, чем в первичном сырье. Однако вследствие особенностей форм нахождения минералов, их высокой степени дисперсности, изменений

* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа академика В. А. Чантурия» НШ-3184.2010.5.

**Международное совещание «Плаксинские чтения – 2011»,
г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г.**

физических и физико-химических свойств поверхности такое сырье, как правило, не может эффективно и комплексно перерабатываться с помощью традиционных методов. В этой связи исследование химических превращений минералов в условиях гипергенеза сульфидсодержащих отходов актуально в технологическом и экологическом аспектах.

Ввиду длительности процессов окисления целесообразно их лабораторное моделирование в ускоренных условиях. Исследования проводились на образцах сплошных медно-цинковых колчеданных руд месторождений Летнее, Яман-Касы (Южный Урал) и Валенторское (Северный Урал). Минеральный состав руд приведен в таблице 1. Результаты химического анализа растворов выщелачивания представлены в таблице 2.

Таблица 1 - Состав руд

Месторождение	Минералы, сростки (количество сульфидов приведено к 100%)						
	Сфалерит	Пирит	Халькопирит	Сфалерит+халькопирит	Сфалерит+пирит	Пирит+халькопирит	Сложные сростки
Летнее	2	25	28	1	1	38	5
Яман-Касы	5	15	18	8	10	20	24
Валенторское	38	15	5	15	15	12	4

Таблица 2 - Параметры растворов выщелачивания образцов руд

Время окисления, сут.	Содержание, мг/л									pH	Eh, В
	медь	кобальт	железо	цинк	кадмий	магний	натрий	кальций	сульфат		
Месторождение Летнее											
3	0.03	0.24	0.026	1.5	0.01	1.13	4.50	130.0	191.9	7.82	0.30
10	0.02	0.73	0.012	8.6	0.07	2.34	7.01	258.2	445.0	7.09	0.32
20	0.16	1.58	0.016	25.4	0.15	2.53	6.95	349.0	663.1	5.96	0.34
60	0.11	0.10	0.025	15.0	0.26	1.87	5.24	421.1	717.8	4.30	0.35
120	0.05	0.05	0.021	5.2	0.16	1.87	4.77	392.9	637.7	4.14	0.35
Месторождение Яман-Касы											
3	8.9	0.92	33.31	373	1.43	1.30	4.75	4.837	706.7	3.72	0.30
10	5.0	0.83	24.57	584	2.30	3.14	7.41	8.568	977.2	3.92	0.29
20	7.0	0.96	82.42	810	2.90	1.80	2.59	6.833	1465.8	3.60	0.30
40	16.8	1.40	211.8	1196	3.90	2.02	2.99	8.255	2139.2	3.49	0.31
60	71.2	4.90	147.0	1739	5.22	2.15	1.46	5.720	2813.9	3.67	0.32
120	32.8	5.18	81.0	2459	7.27	2.24	1.51	6.354	3595.6	3.56	0.33
Месторождение Валенторское											
3	0.01	0.03	0.01	61	0.14	1.14	-	6.86	125.6	6.36	0.30
10	0.03	0.06	0.02	190.6	0.47	1.81	0.47	8.97	271.4	5.56	0.29
20	0.04	0.07	0.03	322.1	0.81	2.09	0.74	9.19	478.1	5.35	0.30
40	0.79	0.1	0.02	658.9	2.08	2.11	2.21	13.83	1090.6	4.83	0.31

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Моделирование гипергенеза минералов проводили в условиях испарительного режима.

Образцы руд измельчали до крупности -0.1 мм. Пробы руды массой 30 г помещали в термостатируемые при 45°C ячейки, навеску периодически увлажняли дистиллированной водой в объеме 25 г/сутки в течение 3-120 суток.

После обработки в указанных условиях пробы руд выщелачивали дистиллированной водой.

Наблюдается рост концентраций тяжелых металлов и сульфат-ионов. Наиболее существенное увеличение концентрации характерно для цинка, так как сфалерит обладает наиболее отрицательным электродным потенциалом в сравнении с халькопиритом и пиритом и при совместном присутствии этих минералов скорость его окисления увеличивается.

Для растворов характерны также повышенные концентрации кобальта, содержащегося в мелкозернистых агрегатах пирита, окисление которых протекает интенсивно.

Увеличение содержаний в растворе петрогенных элементов связаны с растворением нерудной матрицы (хлориты, эпидот, альбит и др.). В частности, повышенные концентрации кальция в растворах выщелачивания образцов Летнего месторождения обусловлены присутствием в рудах кальцита.

Для образцов руды месторождения Яман-Касы зафиксированы существенно более высокие концентрации рудогенных элементов и сульфат-ионов.

С увеличением длительности окисления наблюдается повышение кислотности. При этом большая кислотность характерна для растворов выщелачивания руды месторождения Яман-Касы. Eh растворов также возрастает.

Наибольшее извлечение цинка, кадмия и кобальта в раствор характерно для образцов руды месторождения Яман-Касы.

За 120 суток обработки окислилось более половины сфалерита с образованием сульфатов.

Руды месторождений Летнее и Валенторское окисляются значительно медленнее.

Результаты рентгенофазового анализа образцов обработанных в режиме увлажнение-высыхание руд свидетельствуют о появлении новообразованных минеральных фаз (сульфатов) уже после 3 суток обработки. С увеличением времени обработки интенсивности рефлексов новообразований растут.

Для образцов руды Валенторского месторождения характерны гипс ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) и бианкит ($\text{ZnSO}_4 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$), для Летнего фиксируется гипс, что связано с присутствием в пробе кальцита. В образцах руды Летнего месторождения после 40 суток обработки зафиксирован сульфат цинка – ганнингит ($\text{ZnSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$), в образцах Валенторского – гипс ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) и ганнингит ($\text{ZnSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$).

На дифрактограммах образцов руды месторождения Яман-Касы после 10 суток обработки фиксируются рефлексы сульфата меди – халькантита ($\text{CuSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), после 20 суток – сульфатов цинка: ганнингита и бианкита.

При увеличении длительности процессов окисления дифракционные картины принципиально не изменяются.

Изменения минералогического состава, связанные с окислением, подтвержда-

ются данными термогравиметрического анализа.

Появляются низкотемпературные эффекты, интенсивность которых растет с увеличением длительности окисления.

Потеря массы образцов руды месторождения Летнее в низкотемпературной области, связанная с обезвоживанием сульфатов, растет с увеличением длительности окисления. Наоборот, величина прибавления массы в интервале температур 400-550°C, связанного с окислением сульфидов до сульфатов, снижается, а с увеличением времени обработки – исчезает.

Для образцов руды месторождения Яман-Касы величины снижения массы в низкотемпературной области, отвечающие потере воды сульфатами, выражены еще более сильно.

На термогравиграмах образцов руды месторождения Валенторское фиксируются две области набора массы, связанные с окислением пирита, халькопирита и сфалерита с образованием сульфатов.

Изучение влияния концентрации бутилового ксантогената на флотуемость проб месторождения Летнее показало, что с увеличением концентрации собирателя растет выход концентрата из исходной пробы и образцов, подвергнутых окислению в течение 10 и 20 суток. При времени окисления пробы 10 суток извлечение меди выше, чем для исходной пробы.

Дальнейшее увеличение длительности окисления приводит к снижению извлечения меди по сравнению с исходной пробой.

Извлечение цинка в концентрат при времени окисления 10 суток превышает извлечение из пробы, не подвергнутой окислению. При длительности окисления 20 суток извлечение цинка ниже, чем при 10 сутках окисления, однако оно остается более высоким, чем из неокисленной пробы.

Исследования флотуемости проб руды месторождения Летнее в зависимости от длительности окисления при постоянной исходной концентрации бутилового ксантогената показали, что с увеличением времени окисления до 10 суток выход концентрата возрастает, а при 20 сутках окисления снижается, оставаясь выше, чем для неокисленной пробы, рисунок 1.

Извлечение меди увеличивается при длительности окисления 10 суток, а затем снижается. Извлечение цинка существенно возрастает при времени окисления 10 суток, несколько снижаясь при окислении пробы в течение 20 суток.

Флотацией проб руды месторождения Яман-Касы при постоянной исходной концентрации бутилового ксантогената 15 мг/л установлено увеличение выхода концентрата при длительности окисления до 20 суток и его существенное снижение при дальнейшем окислении до 40 суток.

Содержание цинка в концентрате и его извлечение снижались с возрастанием времени окисления.

Установлено снижение качества концентрата и извлечения меди с увеличением времени окисления до 20 и 40 суток. При 10 сутках окисления отмечено увеличение извлечения меди, что наблюдалось и на пробах месторождения Летнее.

Различия в структуре руд месторождений Летнее и Яман-Касы проявляются в отсутствии повышения флотуемости сфалерита при времени окисления от 3 до 40 суток для пробы руды месторождения Яман-Касы, тогда как для проб руды месторождения Летнее флотуемость возрастала при длительности окисления проб

до 20 суток и затем снижалась.

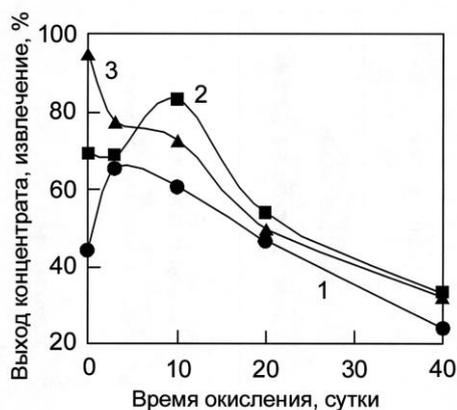


Рисунок 1 - Показатели флотации пробы руды месторождения Яман-Касы в зависимости от времени окисления при расходе ксантогената 15 мг/л. Цифрами обозначены: 1 – выход концентрата, 2 – извлечение меди, 3 – извлечение цинка

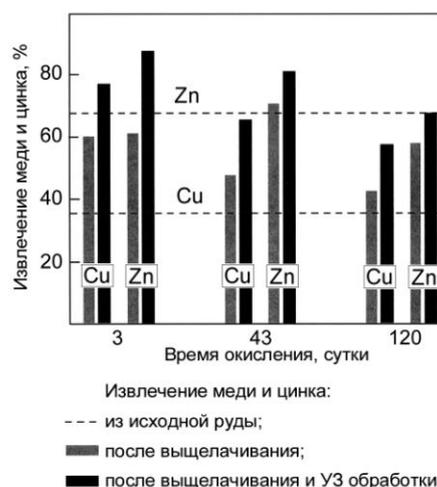


Рисунок 2 - Влияние выщелачивания и обработки ультразвуком на извлечение меди и цинка из окисленной руды месторождения Валенторское

В извлечении меди из проб руд месторождений Летнее и Яман-Касы различий не наблюдалось: оно возрастало при окислении в течение 10 суток, после чего снижалось.

Существенно отличается расход извести для подщелачивания проб до концентрации $\text{CaO}_{\text{своб.}}$ 300 мг/л.

При флотации колломорфной руды месторождения Яман-Касы по сравнению с пробой месторождения Летнее расход извести возрос в 1.5 раза для неокисленной пробы и увеличился в 2.5 раза для пробы, окислявшейся в течение 40 суток.

Результаты флотации проб руды месторождения Валенторское также свидетельствуют о снижении извлечения меди и цинка во флотационный концентрат с увеличением длительности окисления, моделирующего гипергенез.

Изучено влияние предварительного выщелачивания проб водой и обработки ультразвуком на флотационное извлечение металлов. Так, обработка ультразвуком окисленной в течение 3 суток руды позволяет увеличить извлечение меди с 14.3 до 57.3 % и цинка с 34.4 до 76.6 % при флотации бутиловым ксантогенатом (30 г/т). После выщелачивания окисленной пробы водой также получен рост извлечения меди до 59.8 % и цинка до 61.1 %.

Последовательное применение выщелачивания и ультразвуковой обработки окисленной пробы позволило получить наиболее высокое извлечение металлов (рисунок 2).

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ КОЛЧЕДАНЫХ МЕДНЫХ И МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД

А.В. Зимин, М.А. Арустамян, Л.А. Немчинова

e-mail: l.nemchinova@mail.ru, Россия, г. Учалы

Уральское представительство научно-производственного объединения
«Разработка Изготовление Внедрение Сервис» (НПО «РИВС»)

Одной из основных проблем состояния минерально-сырьевой базы современных предприятий является ухудшение качества горной массы, под которым понимается: снижение абсолютного содержания меди в руде, изменение минерального состава руды, усложнение текстурно-структурных свойств руды и как следствие, уменьшение сквозного извлечения металлов.

Вышеуказанные факторы вынуждают горно-обогатительные комбинаты совершенствовать свои технологические схемы с целью повышения качественных и количественных показателей обогащения. Для обогащения большинства руд цветных металлов используется метод флотации.

В последние десятилетия для флотационного обогащения колчеданных медных и медно-цинковых руд широкое распространение получили схемы частично коллективно-селективной флотации - включающие в себя элементы как селективной, так и коллективной флотации минералов.

Авторами статьи на примере разработанных и успешно внедренных на ряде обогатительных фабрик (Учалинской, Сибайской, Николаевской, Белоусовской, Хайбуллинской ОФ) технологических схемах обогащения колчеданных медных и медно-цинковых руд установлена зависимость структуры и модификации технологической схемы флотации от вещественного состава и раскрываемости полезных компонентов.

Так, для колчеданных медно-цинковых руд, характеризующихся в основном взаимным проращением медных минералов с пиритом и цинковых минералов с пиритом и менее взаимным проращением медных и цинковых минералов друг с другом, применяются схемы стадийной флотации с выведением раскрытых медных минералов в кондиционные концентраты с последующими циклами коллективной флотации и выведением между ними цинковых минералов в готовый цинковый концентрат.

Как правило, в межцикловой флотации при более грубом рудном помоле выделяется часть медных минералов (до 50%) при наименьших потерях цинка. Далее в медно-цинковой (или 1 коллективной) флотации доизвлекаются медные минералы и флотируются природно активированные цинковые минералы. Данные операции проводятся в щелочной среде при концентрации свободных ионов кальция – 84-224 мг/дм³.

На хвостах 1-ой коллективной флотации для руд с преобладанием цинковых минералов над медными применяется выделение концентрата цинковой «головки» с предварительной активацией медным купоросом в сильнощелочной среде при концентрации свободных ионов кальция – 500-800 мг/дм³. На хвостах 1-й цинковой «головки» проводится 2-ая коллективная флотация, в которой добиваются сложные

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

сростки медных и цинковых минералов.

Цикл селекции коллективного концентрата включает в себя одно или два последовательных доизмельчения с 2-3 перечистными операциями медного концентрата. Цикл цинковой флотации проводится на хвостах медной флотации и для руд с соотношением содержания меди к цинку 1:(2-3) практикуется после проведения перечистных операций выведение концентрата 2-ой цинковой «головки» в готовый цинковый концентрат.

Следует отметить, что для получения цинкового концентрата с содержанием цинка 50,0% и выше из колчеданных медно-цинковых руд наибольшее распространение получили схемы доводки грубого цинкового концентрата с получением цинка камерным продуктом.

На рисунке 1 приведен пример применения данной схемы флотационного обогащения медных и медно-цинковых руд на обогатительной фабрике ОАО «Учалинский ГОК».

Подобная схема флотационного обогащения позволяет перерабатывать на ОФ ОАО «Учалинский ГОК» в настоящее время более 5-ти медно-цинковых руд различных месторождений (как вкрапленных, так и сплошных с содержанием пирита от 50% до 75%) с извлечением меди (при качестве концентрата 19,5%) на уровне 85,0%, цинка (при качестве концентрата 50,0%) – 79,0%-81,0%.

Характерной структурной особенностью данной схемы является, то, что готовый медный и готовый цинковый концентраты состоят из нескольких продуктов, последовательно выводимых по мере раскрытия минеральных зерен.

При изменении соотношения содержания меди к цинку в обратную сторону до 1:1(или 0,5) рекомендуется исключение из схемы в коллективном цикле флотации выделения концентрата 1-ой цинковой «головки» и введение в цикле селекции коллективного концентрата промпродуктовой флотации с целью дополнительного вывода части цинковых минералов (от 15 до 30% по извлечению) в цинковый цикл флотации.

Для руд более сложного вещественного состава – например для медно-цинковых руд верхнего яруса Узельгинского месторождения, отличающихся по своему вещественному составу от медно-цинковых руд нижних горизонтов данного месторождения наличием труднофлотируемых блеклых руд (медь в отдельных пробах на 93% представлена тенантитом в сростках с пиритом), повышенным содержанием свинца и наличием 3-х разновидностей пирита(колломорфного, сыпьевого крупностью 1-10 мкм, плотного кристаллического) разработана технологическая схема и режим флотации, учитывающий особенности данной руды.

Схема включает операции, характерные как для обогащения медно-цинковых руд, так и для полиметаллических руд: межстадиальную флотацию с выводом медно-свинцовой «головки» с последующей перечистой операцией и выводом пенной фракции в готовый медный концентрат, 2 основных медно-свинцовых флотации при стадийном измельчении и 2 контрольные флотации и на хвостах 2-ой контрольной флотации проводился цинковый цикл флотации. По разработанной технологической схеме с новым реагентным режимом из руды с содержанием меди 1,21%, цинка 3,91% получен медный концентрат с содержанием меди 19,19%, с извлечением меди 80,93%. Содержание цинка в цинковом концентрате составило

50,14% при извлечении цинка 79,21%.

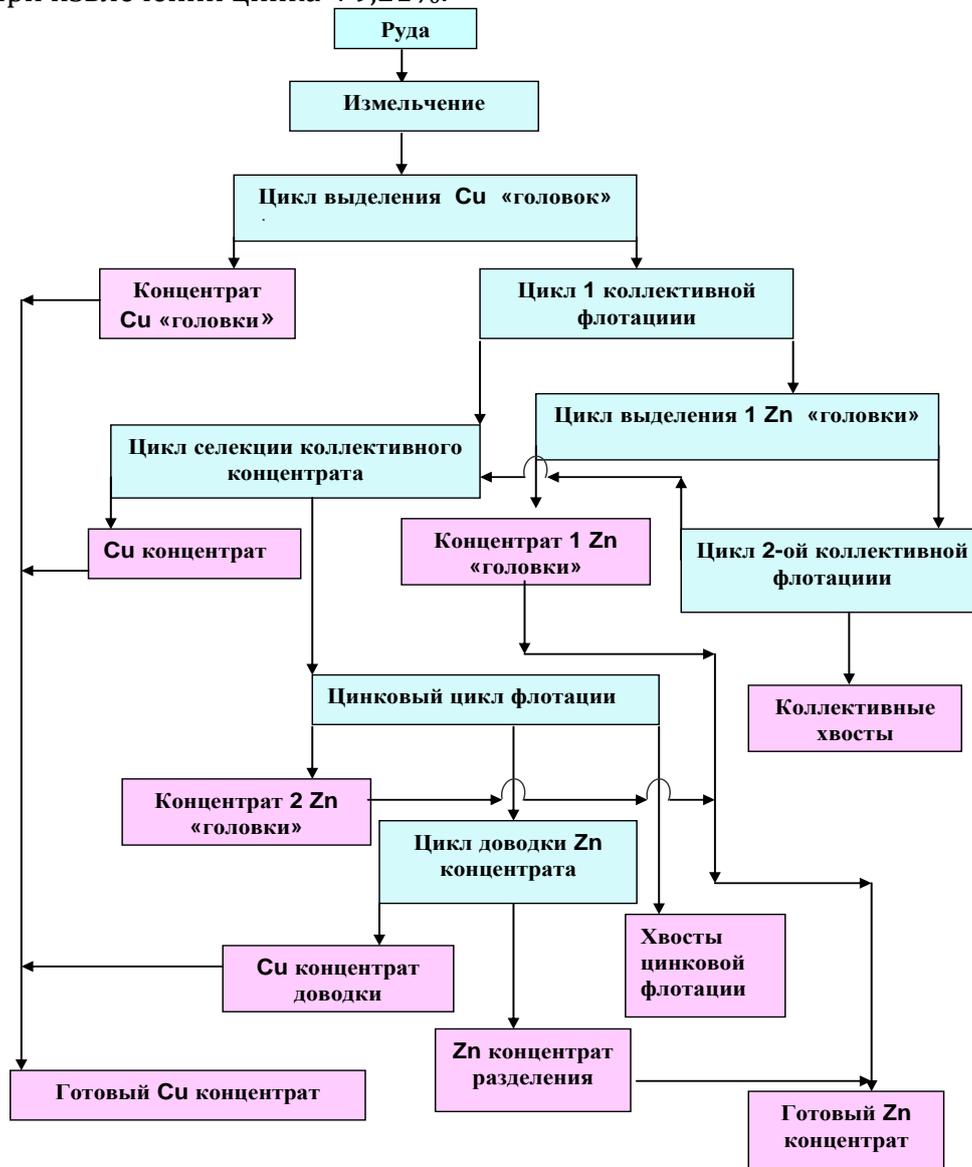


Рисунок 1 - Существующая схема флотации на Учалинской фабрике

Таким образом, разработанные схемы флотационного обогащения медных и медно-цинковых колчеданных руд включают операции учитывающие особенности данных руд:

- для предотвращения повышенных циркуляций пирита схемы предусматривают поцикловую флотацию, с открытым циклом в коллективной флотации;
- для предотвращения шламообразования медных минералов, как более мягких межцикловую флотацию с выводом данных фракций в готовый медный концентрат;
- для предотвращения повышенных потерь цинка в медном концентрате предусматривается вывод концентратов цинковых «головок» и промпродуктовая флотация в медном цикле флотации.

**ДЛИТЕЛЬНОСТЬ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ЧАСТИЦЫ С ПУЗЫРЬКОМ
В УСЛОВИЯХ ПРИМЕНЕНИЯ ФИЗИЧЕСКИ СОРБИРУЕМОГО РЕАГЕНТА***

С.А. Кондратьев

e-mail: kondr@misd.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск

Учреждение Российской академии наук Институт горного дела Сибирского отделения РАН (УРАН ИГД СО РАН),

Необходимость наличия химической и физической форм сорбции собирателя при флотации указывает на то, что столкновения частиц с пузырьками становятся результативнее и частицы устойчивее закрепляются на пузырьке газа.

Рост количества закрепившихся частиц на пузырьке, в том числе и тонких, может быть вызван двумя причинами: уменьшением времени индукции – периода, необходимого для утончения прослойки жидкости между частицей и пузырьком, ее разрыва и образования периметра контакта трех агрегатных состояний, либо увеличением продолжительности взаимодействия частицы с пузырьком.

В [1] установлено, что при сближении объектов взаимодействия поверхность пузырька прогибается и затем вновь возвращается в прежнее состояние, то есть ведет себя как упругая пружина.

Скорость прогиба в начале взаимодействия близка к нормальной относительной скорости частицы. С увеличением прогиба поверхности пузырька она падает. Затем под действием упругой силы поверхностного натяжения частица отбрасывается от пузырька, если за время взаимодействия не произошло ее устойчивого закрепления. Экспериментальные данные показывают, что процент закрепившихся частиц от числа фактически контактировавших тем выше, чем больше масса частицы. Физически это явление можно объяснить увеличением длительности взаимодействия частицы с пузырьком, принимая время взаимодействия объектов равным полупериоду собственных колебаний частицы на границе раздела «газ-жидкость». В случае, когда длительность взаимодействия превышает необходимое для образования периметра контакта трех агрегатных состояний время, столкновения становятся результативными. Уменьшение массы частицы, при сохранении упругой характеристики поверхности пузырька, приведет к уменьшению периода собственных колебаний минеральной частицы, сокращению времени ее взаимодействия с пузырьком и отскоку.

Теоретический анализ взаимодействия объектов при наличии на поверхности минеральной частицы микрокапли физически сорбированного реагента удовлетворительно согласуется с экспериментальными данными. Примем время взаимодействия минеральной частицы с пузырьком равным полупериоду собственных ее колебаний [2]. Тогда из решения уравнения движения частицы, закрепленной на границе раздела «газ-жидкость», следует, что время взаимодействия частиц с размером 10 мкм составляет 0,02 мс, 50 мкм – 0,4 мс, 100 мкм – 0,9 мс. Согласно этим расчетам время взаимодействия меньше времени индукции (минимального периода, необходимого для закрепления минеральной частицы на пузырьке), что теоретически подтверждает малую результативность встреч частиц и пузырьков при отсутст-

* Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (грант № 10-05-00125)

вии реагента на минеральной поверхности. Ранее была установлена возможность сокращения времени индукции на заключительной стадии образования флотационного контакта при наличии физически сорбируемого флотационного реагента. В настоящей работе будет показано, что физически сорбированный минеральной поверхностью реагент также увеличивает время контакта объектов взаимодействия.

Для выполнения доказательства оценим изменение длительности периода вынужденных колебаний частицы при наличии на ее поверхности микрокапли аполярного реагента.

Рассмотрим систему «газ-жидкость», в которой агрегатные состояния разделены плоскостью.

Граница раздела свободна от ПАВ и масел. Предположим, что частица цилиндрической формы с микрокаплей реагента подходит к границе раздела со стороны жидкости со скоростью v_0 и что в сторону объема газа обращено основание частицы с реагентом.

Утончение прослойки жидкости приводит к ее локальному прорыву, который произойдет в месте, граничащем с микрокаплей реагента, так как здесь в первую очередь достигается критическая толщина прослойки. В результате масло из капли начнет растекаться по границе раздела «газ-жидкость», создавая тангенциальную силу F_τ , направленную от жидкости к маслу.

$$F_\tau = 2\pi\Delta\sigma r_* \sin\Theta_*, \quad (1)$$

где $\Delta\sigma = \sigma - \sigma_1$; σ , σ_1 - поверхностные натяжения воды и масла соответственно; $z = z(r, t)$ - уравнение мениска; $r_* = r_*(t)$ - граница разрыва вода – пленка масла на воде; Θ - краевой угол, определяемый как $\text{tg}\Theta_* = -\partial z(r_*, t) / \partial r$.

Воспользуемся уравнением движения частицы цилиндрической формы [3], закрепленной по периметру на границе раздела «газ-жидкость». Оно получено для чистой воды, когда отсутствует пленка масла.

Уравнение движения частицы, не закрепленной на поверхности пузырька, в момент их встречи будет аналогичным. После локального прорыва прослойки жидкости и растекания масла по поверхности вначале мениска, а затем и по поверхности пузырька, появится дополнительная тангенциальная сила, и поэтому в уравнении добавится новый член, характеризующий появление этой новой силы

$$y'' = -L_1 \frac{y}{\sqrt{1+y^2}} + M \cos(\omega t) + N + F_\tau, \quad (2)$$

где M и N определены в [3], $L_1 = 2\pi\sigma_1 / K_0 m$, F_τ определено зависимостью (1).

На рисунке приведены графики движения частицы, свободной от физически сорбируемого реагента и содержащей на своей поверхности аполярный реагент. Графики получены в результате численного решения методом Рунге – Кутта уравнений 1 и 2 с начальными условиями

$$y(0) = 0 \quad (3)$$

$$y'(0) = v_0 / K_0 r_0 \quad (4)$$

В расчетах принято, что частица закреплена на границе раздела «газ-жидкость». Размеры частицы: $r_0 = 60$ мкм, $h = 90$ мкм; плотность частицы

$$\rho_s = 4500 \text{ кг/м}^3.$$

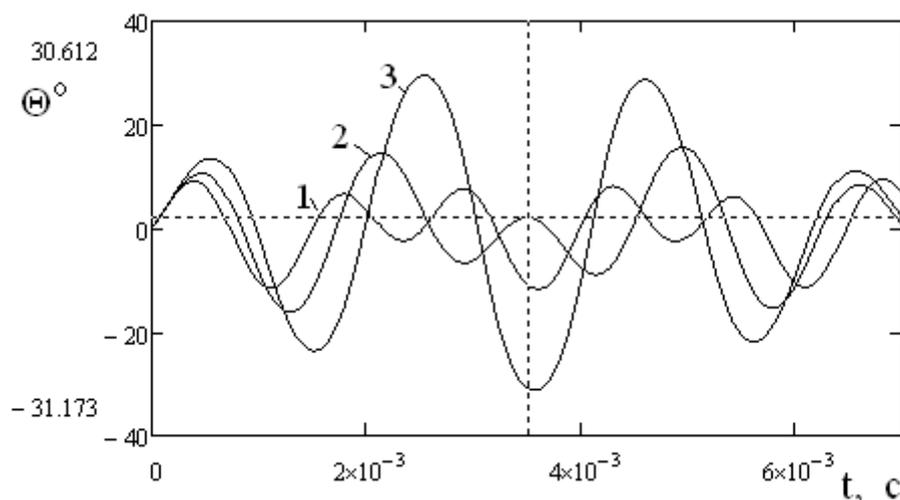


Рисунок – Отклонения границы «газ-жидкость» от горизонта в зависимости от времени:

1 – на минеральной частице отсутствует масло; 2 – на минеральной частице находится масло, $\sigma = 0,44 \text{ Н/м}$; 3 – на минеральной частице находится масло, $\sigma = 0,04 \text{ Н/м}$

Для упрощения расчетов считаем, что фронт растекания пленки r_* неподвижен и находится на расстоянии $0,1r$ от поверхности минеральной частицы. Такое положение фронта растекания возможно при наличии нескольких микрокапель реагента на цилиндрическом основании частицы и малой скорости его движения.

Начальная скорость частицы v_0 при встрече с границей раздела «газ-жидкость» принята равной $0,1 \text{ м/с}$.

Начальный угол отклонения границы раздела «газ-жидкость» от горизонта принят равным нулю. Частица после столкновения совершает вынужденные колебания на пузырьке с радиусом $R = 0,5 \text{ мм}$.

В расчете учитывались поверхностные пульсации пузырька со второй гармоникой.

Численный анализ (1), (2) с начальными условиями (3) и (4) показывает, что время взаимодействия T_2 частицы с пузырьком возрастает при наличии масла на минеральной частице (кривая 2). T_2 увеличилось в 1,15 раза по сравнению со временем взаимодействия T_1 частицы, не содержащей аполярного реагента. Величина поверхностного натяжения масла $\sigma_1 = 0,055 \text{ Н/м}$.

Период T_3 вынужденных колебаний частицы, содержащей на своей поверхности микрокаплю масла с поверхностным натяжением $\sigma_1 = 0,04 \text{ Н/м}$ можно проследить по кривой 3. Период T_3 вынужденных колебаний увеличился в этом случае в 1.33 раза.

Расчет с условием, что растекание реагента происходит из точки локального прорыва прослойки с начальной скоростью $0,2 \text{ м/с}$ дает аналогичный результат:

длительность первого периода колебаний частицы увеличилась в 1,15 раза. В этом случае принято $\Delta\sigma = 0,01$ Н/м.

Физически данное явление следует понимать как изменение упругой характеристики границы раздела «газ-жидкость» и связанного с нею периода колебаний частицы. Изменение упругой характеристики вызвано появлением градиента концентрации реагента на указанной поверхности. Наличие пленки реагента в области, примыкающей к частице и отсутствие ее на остальной поверхности пузырька, вызывает появление тангенциальной силы, действующей на частицу, что увеличивает период ее собственных колебаний, и время взаимодействия с границей раздела (пузырьком газа). В свою очередь это приводит к повышению результативности встреч частиц с пузырьками и значительному ускорению технологического процесса. Данное свойство особенно важно при флотации тонких частиц, время контактного взаимодействия которых недостаточно для устойчивого их закрепления. О существенном повышении скорости прилипания минеральных частиц, покрытых капельками аполярных реагентов, сказано, например, в [4].

Таким образом, физически сорбируемый реагент с одной стороны увеличивает длительность взаимодействия минеральной частицы с пузырьком газа, а с другой сокращает время индукции, то есть длительность периода, необходимого для формирования флотационного комплекса «частица-пузырек».

Интенсификация флотации тонких частиц созданием градиента поверхностного натяжения на границе раздела «газ-жидкость» используется всегда, когда на поверхности минеральной частицы имеется молекулярная форма сорбции. Представляет интерес вариант интенсификации, заключающийся в формировании на границе раздела пленки реагентов с заданной дисперсионной характеристикой упругости пленки.

Такую пленку можно создать, например, применением сочетания реагентов, обладающих различной скоростью растекания по поверхности воды, и имеющих различную величину поверхностного натяжения. Упругость будет изменяться в зависимости от поверхностных натяжения и концентрации индивидуальных неполярных реагентов, входящих в композицию, их скорости растекания по границе раздела «газ-жидкость».

Задание определенной временной последовательности поверхностных натяжений на границе раздела «газ-жидкость» за счет различной скорости растекания реагентов позволит выбрать необходимую упругость пузырька.

Список используемых источников

1. Whelan P. F., Brown D.J. Particle-Bubble Attachment in Froth Flotation. / Bulletin of the Institution of Mining and Metallurgy. 1956. - № 591.
2. Philipoff W. Some dynamic phenomena in flotation / Mining Engineering, 1952/ - Vol. 4 – No. 4. – P. 386 – 390.
3. Кондратьев С. А. , Изотов А. С. Взаимодействие поверхности раздела фаз «газ-жидкость» с частицей минерала / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1999. – № 4.
4. Шубов Л. Я., Кузькин А. С., Лифшиц А. К. Теоретические основы и практика применения аполярных масел при флотации. – М.: Недра, 1969.

ЭЛЕМЕНТЫ СОБИРАТЕЛЬНОЙ АКТИВНОСТИ ФИЗИЧЕСКИ СОРБИРУЕМЫХ РЕАГЕНТОВ В УГОЛЬНОЙ ФЛОТАЦИИ*

С.А. Кондратьев, Т.С. Юсупов¹

e-mail: kondr@misd.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск

Учреждение Российской академии наук Институт горного дела Сибирского

²Учреждение Российской академии наук, Институт геологии минералогии им. В. С. Соболева Сибирского отделения РАН (УРАН ИГМ СО РАН)

Флотация основной способ обогащения тонких угольных шламов и получения малозольных продуктов с низким содержанием серы. Эффективность флотационного процесса зависит от свойств применяемого реагента. Основное назначение неполярных реагентов заключается в гидрофобизации минеральной поверхности, снятии кинетических ограничений образованию флотационного комплекса, снижении инерционных сил отрыва частиц от пузырьков. Применяемые в настоящее время реагенты обладают недостаточной флотационной способностью и селективностью извлечения; их расход излишне большой, достигает 2-6 кг на тонну угля, а содержание золы в концентрате нередко превышает 10-11 %.

С вовлечением в переработку углей низких стадий метаморфизма возникла необходимость создания реагентов, обладающих большей флотационной активностью и большим избирательным действием.

В работах (1, 2, 3) обоснован новый подход к изучению и оценке механизма действия реагентов и показано, что физически сорбированный реагент оказывает влияние на скорость удаления жидкости из прослойки, заключенной между угольной частицей и пузырьками газа, после ее локального прорыва. Для необратимого формирования флотационного комплекса локального прорыва прослойки недостаточно. Необходимо расширение образовавшегося начального периметра контакта трех агрегатных состояний до контура частицы. Для расширения начального периметра контакта на слабо гидрофобных поверхностях необходимо дальнейшее принудительное удаление жидкости и утончение прослойки. Как показано в [1] скорость удаления жидкости увеличивается в результате использования физически сорбируемых реагентов, которые, растекаясь по поверхности пузырька, захватывают в свое движение жидкость.

Флотационный эффект реагента определится скоростью растекания пленки реагента по границе раздела «газ-жидкость», его способностью увлечь в свое движение жидкость. Захват, прилегающих к растекающейся пленке реагента слоев воды, возможен, если в нем содержатся поверхностно-активные вещества (ПАВ). Необходимым условием проявления реагентом флотационной активности является наличие в составе неполярного реагента дифильных молекул ПАВ.

В качестве аполярных реагентов использованы: промышленный флотореагент РСО, выпускаемый ОАО «Омский НПЗ» (ТУ 38.301-19-31-91) и смесь нефти и каталитического газойля (43107).

Исследовалась флотация углей трех марок, различающихся по степени мета-

* Работа выполнена при финансовой поддержке СО РАН (междисциплинарный проект № 124)

морфизма: длиннопламенного (Д), тощего (Т) и коксового (К). Флотационные опыты выполнялись на стандартной лабораторной механической машине ФМ1М (ТУ 411015-72). Снималась кинетика процесса флотации угля каждой из перечисленных марок. Расход каждого из собирателей был фиксирован и составлял 2 кг/т угля, расход пенообразователя (КОБС) 0,2 кг/т.

Флотационная активность оценивалась по скорости растекания капли реагента по поверхности воды. Указанные реагенты в виде капли масла фиксированного объема наносились на поверхность угля, находящегося в воде. Затем уровень воды в кювете понижался, и после прорыва прослойки происходило растекание масла. Кинетика процесса растекания снималась на видео. Для съемки использовалась видеокамера фирмы Sony и микроскоп Ya Xun-AK17. По изменению размера пятна, занятого реагентом на поверхности воды, в единицу времени оценивалась скорость его растекания. Инфракрасные спектры углей снимались на ИК-Фурье спектрометре Nicolet 6700.

Метаморфизм, являющийся результатом действия повышенного давления и температуры при углеобразовании, приводит к резкому преобразованию угольного вещества. Прежде всего, изменяется химический состав – увеличивается содержание углерода, снижается выход летучих, уменьшается количество водорода. Но с позиций флотации особенно важно изменение соотношений функциональных групп – гидрофильных и карбоксильных, количество которых уменьшается при переходе от угля стадии Д к стадиям Т и К [4].

Спектры изучаемых углей были сняты на ИК-Фурье спектрометре Nicolet 6700. Во всех трех спектрах имеется полоса с двумя максимумами в области 2917 и 2869 см⁻¹, которая относится к нафтеновым (или) алифатическим группам СН_х. Интенсивность их меняется в следующей последовательности К>Т>Д. В связи с этим

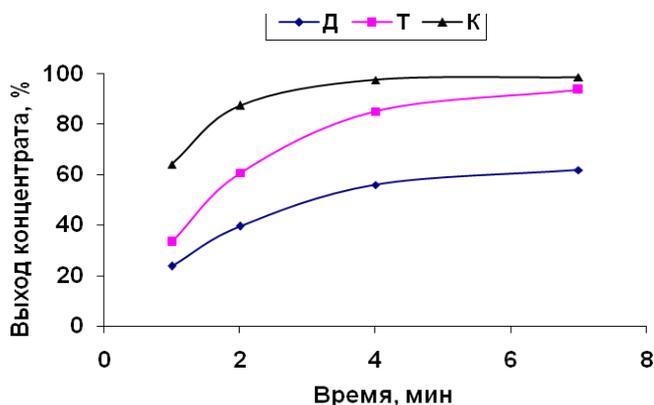


Рисунок 1 - Кинетика флотации угля марок Д, Т и К при использовании собирателя РСО (газойль легкий), расход 2 кг/т; и пенообразователя – КОБС, расход 0,2 кг/т

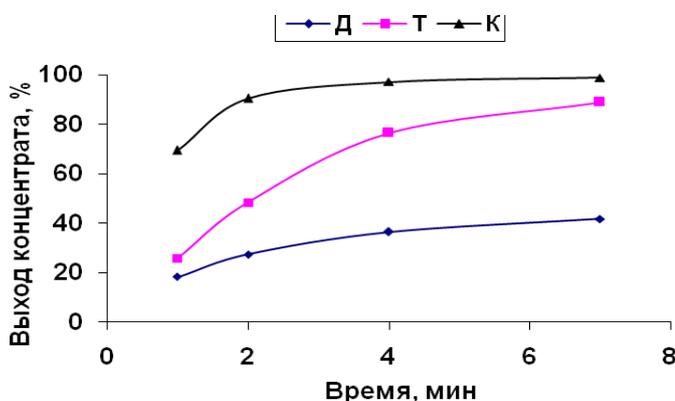


Рисунок 2 - Кинетика флотации угля марок Д, Т и К при использовании собирателя, представленного смесью нефть+газойль (1:1), расход 2 кг/т; и пенообразователя – КОБС, расход 0,2 кг/т

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

можно предположить, что количество групп CN_x меняется в такой же последовательности.

Первоначально были выполнены эксперименты по кинетике флотации углей (рисунки 1, 2).

Из рисунков следует, что максимальную скорость перехода в пенный продукт имеет уголь марки К, наименьшую - уголь марки Д. Такая последовательность скоростей выхода углей сохраняется для обоих реагентов (PCO и газойль+нефть).

Неодинаковая флотуемость угля различных стадий метаморфизма объясняется особенностями структурных данных угля, о чем свидетельствуют их инфракрасные спектры. В то же время реагент PCO имеет большую собирательную активность по отношению к длиннопламенному и тощему углям по сравнению с реагентом нефть+газойль.

Собирательная активность обоих реагентов практически одинакова при флотации коксующегося угля, отличающегося высокой степенью гидрофобности. Экспериментальные работы с видеосъемкой растекания реагентов по границе раздела «вода-воздух» в момент прорыва прослойки показали достоверность предложенного механизма действия физически сорбируемого реагента.

Осушение поверхности начиналось от места локализации капли реагента.

Расширение периметра «сухого пятна» на поверхности угля осуществлялось в результате растекания реагента и захвата им воды из прослойки.

Более высокая скорость растекания отмечена для PCO. На рисунке 3 приведены зависимости увеличения радиуса пятна масла на границе раздела «газ-жидкость» для исследуемых флотационных реагентов.

Для материалов со сравнительно малой гидрофобностью флотационная сила реагента определяется скоростью растекания пленки реагента по границе раздела «газ-жидкость». Поэтому реагент PCO будет иметь более высокую флотационную активность по отношению к углям марок Т и Д, что подтверждается кинетикой флотации углей (см. рисунки 1 и 2).

Для угля марки К, обладающего высокой степенью гидрофобности, удаление воды из прослойки реализуется за счет эффекта отталкивания воды угольной поверхностью.

Принято считать, что с повышением метаморфизма увеличивается и флоти-

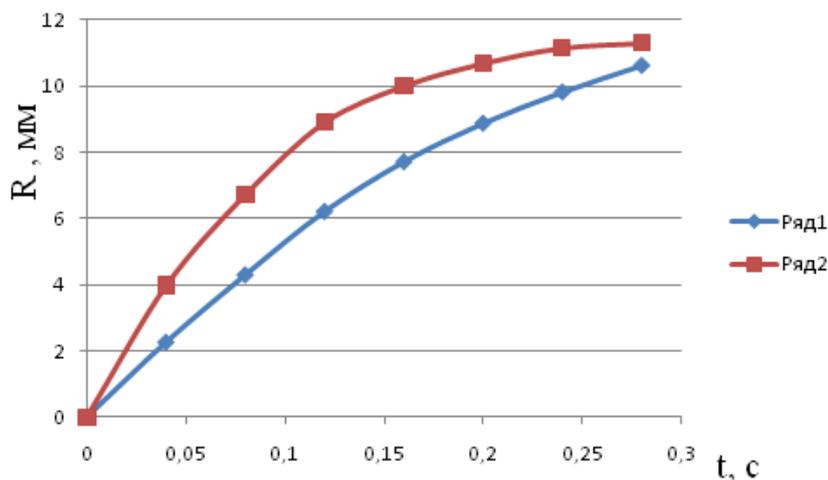


Рисунок 3 - Радиус пятна реагента на поверхности воды в зависимости от времени для флотационных реагентов: ряд 1 – смесь нефти и газойля; ряд 2- PCO

руемость, но для тощих углей и антрацитов большое влияние на флотуемость оказывает пористость, имеет место бесполезное поглощение реагентов, что определяет снижение показателей флотации. Вероятно, данное поглощение имеет место и в наших экспериментах [5, 6]. Высокая флотационная эффективность легкого каталитического газойля была установлена нами много раньше [7] и многократно подтверждена в работах последующих исследователей.

Список использованных источников

1. Kondratiev S. A. Physically-sorbed collectors in froth flotation and their activity. Part I / Journal of Mining Science, Vol. 44, No. 6, 2008, P. 628 – 635.
2. Kondratiev S. A. Physically-sorbed collectors in froth flotation and their activity. Part II / Journal of Mining Science, Vol. 45, No. 2, 2009, P. 173 – 181.
3. Vigdergauz V. E., Kondratiev S. A. On the Role of Dixanthogen in Froth Flotation. XXV International Mineral Processing Congress (IMPC 2010), 2010. – P. 2481- 2486.
4. Классен В.И. Флотация углей. М.: Гостехиздат, 1963
5. Русьянова Н. Д. Углекимия. М. Наука, 2003
6. Юсупов Т.С., Пантюкова Л.П. Флотация тонкоизмельченных углей. В кн. «Вещественный состав и обогатимость минерального сырья». – М.: Наука, 1978.
7. Юсупов Т.С., Барышников Ф.А. К исследованию реагентного режима флотации низкометаморфизованных углей Кузбасса в связи с изучением их адсорбционных особенностей. / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1965, № 5.

**ИССЛЕДОВАНИЕ НОВЫХ КРЕМНИЙОРГАНИЧЕСКИХ СОЕДИНЕНИЙ
В КАЧЕСТВЕ РЕАГЕНТОВ-ВСПЕНИВАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ**

М.С. Лимарев, В.Н. Петухов

e-mail: limarevm@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ГОУ ВПО им. Г.И. Носова)

На сегодняшний день флотация является самым эффективным способом обогащения угольных шламов, эффективность которого во многом определяется применяемым реагентным режимом. Себестоимость процесса флотации во многом определяется высокой стоимостью используемых реагентов. Поэтому одним из основных направлений интенсификации процесса флотации является изыскание новых реагентов, позволяющих повысить технико-экономические показатели процесса флотации. В качестве реагентов в процессе флотации применяются собиратели и вспениватели. Также широкое распространение в последнее время получили реагенты-модификаторы.

Исследованиями Петухова В.Н., Кукушкина В.В, Саблина А.В. установлена высокая эффективность и селективность действия при флотации углей кремнийорганических соединений. В связи с наличием в кремнийорганических эфирах полярных кислородных атомов, они обладают поверхностной активностью и могут адсорбироваться не только на разделе «твердое-жидкость», но и на разделе фаз «жидкость-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

газ». Исходя из вышесказанного, нами были проведены исследования по изучению флотационной активности кремнийорганических соединений в качестве реагентов-вспенивателей при флотации углей.

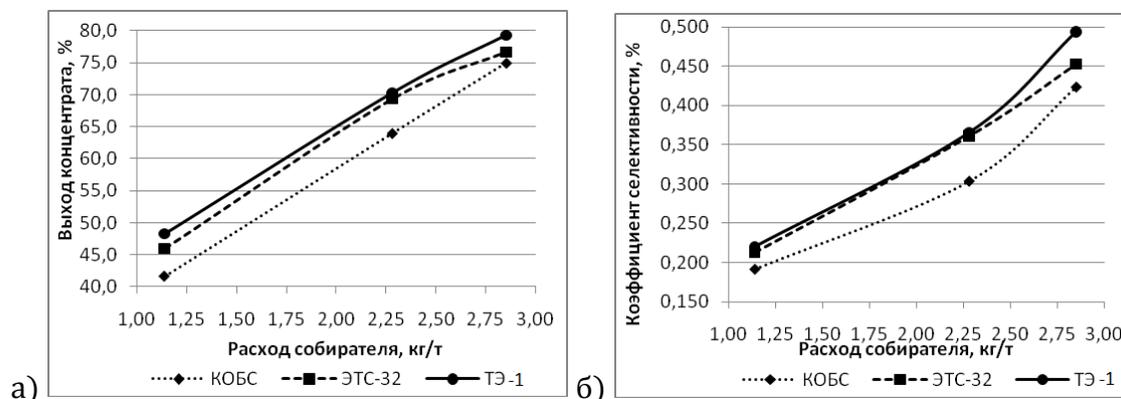


Рисунок 1 - Графики зависимости выхода концентрата (а) и коэффициента селективности от расхода реагента-собирателя при использовании различных вспенивателей

В качестве реагента-собирателя в данных исследованиях использовались газойль и тракторный керосин, широко применяемые на углеобогатительных фабриках Российской Федерации. В качестве реагентов-вспенивателей исследовались следующие кремнийорганические соединения: этилсиликат-32 (ЭТС-32) и ТЭ-1. Для сравнения эффективности действия данных соединений были выбраны реагенты-вспениватели КОБС (кубовый остаток бутиловых спиртов) и Кэтгол, хорошо зарекомендовавшие себя в практике флотации углей. Расход вспенивателя во всех опытах оставался неизменным и равным 0,06 кг/т.

Исследованиями установлена высокая флотационная активность исследованных кремнийорганических соединений при применении их в качестве реагентов-вспенивателей совместно с газойлем (реагент-собиратель) для углей Кузнецкого бассейна, зольностью $A^d = 14,0$.

Использование в качестве реагента-вспенивателя ЭТС-32 позволяет повысить выход концентрата на 1,7-4,3% по сравнению с использованием в качестве вспенивателя КОБС (рисунок 1 а). Наилучшие показатели флотации получены при использовании в качестве вспенивателя ТЭ-1. Применение его вместо КОБС привело к повышению выхода концентрата на 4,3-6,6% и извлечения горючей массы в концентрат на 4,5-7,5% при одинаковом расходе собирателя и вспенивателя.

Немаловажным показателем процесса флотации также является селективность действия реагентов, которую можно оценить коэффициентом селективности, определяемым по формуле:

$$\eta_{сел} = \frac{(100 - A_k^d) - (100 - A_{омх}^d)}{100 - A_{исх}^d},$$

где A_k^d - зольность концентрата, %; $A_{омх}^d$ - зольность отходов, %; $A_{исх}^d$ - зольность исходного шлама, %.

Установлено, что наибольшей селективностью действия обладает ТЭ-1, коэф-

фициент селективности которого составил 0,221-0,494 д. ед., что выше на 0,030-0,071 д. ед. по сравнению с КОБС (рис. 16).

Подобные закономерности эффективности действия исследованных кремний-органических соединений установлены нами при флотации углей шлама ЦОФ «Сибирь» ($A^d = 11,2\%$) и углей Кузнецкого бассейна ($A^d = 23,9\%$).

По результатам исследований также установлено, что наиболее высокие показатели получены при использовании в качестве реагента-вспенивателя ТЭ-1. Использование ТЭ-1 позволяет повысить извлечение горючей массы в концентрат на 2,6-6,8% по сравнению с использованием Кэтгол. При этом в случае применения ТЭ-1 вместо Кэтгол повышается зольность концентрата на 0,4-1,5% (таблица 1).

Таблица 1 - Результаты флотации угля с использованием различных реагентов-вспенивателей

Реагентный режим					Показатели флотации, %				
Собиратель	Вспениватель	Расход реагентов, кг/т			Продукт флотации	γ , %	A^d , %	$E_{г.м.}$, %	$\eta_{сел.}$
		Собира-теля	Вспени-вателя	Общий					
Тракторный керосин*	Кэтгол	1,59	0,06	1,65	конц-т	84,6	5,3	90,2	0,431
					отходы	15,4	43,5	9,8	
					итого	100,0	11,2	100,0	
Тракторный керосин*	ТЭ-1	1,59	0,06	1,65	конц-т	87,4	5,7	92,8	0,493
					отходы	12,6	49,5	7,2	
					итого	100,0	11,2	100,0	
Тракторный керосин**	Кэтгол	1,99	0,06	2,05	конц-т	68,9	7,6	83,6	0,688
					отходы	31,1	59,9	16,4	
					итого	100,0	23,9	100,0	
Тракторный керосин**	КОБС	1,99	0,06	2,05	конц-т	72,0	7,8	87,2	0,756
					отходы	28,0	65,3	12,8	
					итого	100,0	23,9	100,0	
Тракторный керосин**	ТЭ-1	1,99	0,06	2,05	конц-т	75,7	9,1	90,4	0,801
					отходы	24,3	70,0	9,6	
					итого	100,0	23,9	100,0	

* - для угля питания ЦОФ «Сибирь» зольностью $A^d = 11,2\%$;

** - для угля Кузнецкого бассейна зольностью $A^d = 23,9\%$.

В ходе исследований установлено, что наиболее целесообразно использовать ТЭ-1 в качестве реагента-вспенивателя для углей высокой минерализации, для которых увеличение показателей флотации более значительно чем для углей низкой минерализации. Так, при флотации угля ЦОФ «Сибирская» зольностью 11,2%, выход концентрата в случае использования ТЭ-1 вместо Кэтгол выше на 2,8%, а при флотации угля зольностью 23,9% выход концентрата выше на 6,8%.

Следует отметить, что применение реагента ТЭ-1 вместо других реагентов-вспенивателей позволяет повысить скорость флотации. Исследования кинетики

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

флотации угля Кузнецкого бассейна, зольностью 23,9% показали, что при равном времени флотации угля выход концентрата при использовании реагента ТЭ-1 ($\gamma=76,0\%$) выше по сравнению с применением вспенивателей КОБС и Кэтгол выход которых составил 72,6% и 70,6% соответственно (рисунок 2).

Существенное влияние на эффективность и селективность действия реагентов оказывает плотность исходного питания флотации.

Исследованиями влияния плотности исходного питания на показатели флотации углей зольностью 23,9% установлено, что увеличение плотности питания выше 80 г/л приводит к получению некондиционного концентрата, зольностью более 10%. При этом установлено, что выход концентрата увеличивается с увеличением плотности исходного питания. Таким образом, рекомендуемая оптимальная плотность питания для высокозольных углей при использовании в качестве вспенивателя ТЭ-1 совместно с тракторным керосином не должна превышать 80 г/л. При этом обеспечивается получение кондиционного концентрата при достаточно высоком его выходе ($\gamma=77,5\%$).

Таким образом, исследованиями установлена высокая флотационная активность и селективность действия исследованных кремнийорганических соединений в случае использования их в качестве реагентов-вспенивателей. Их высокая флотационная активность объясняется не только их высокой вспенивающей способностью, но и хорошей гидрофобизационной активностью, что показано в работах В.В. Кукушкина.

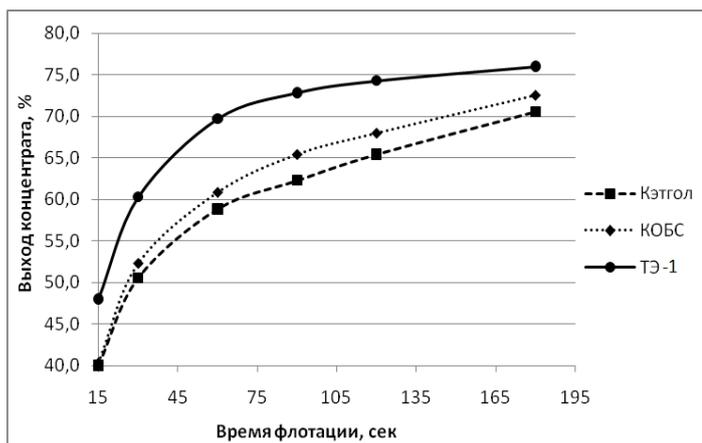


Рисунок 2 - График зависимости выхода концентрата от времени флотации

КАРБОКСИЛСОДЕРЖАЩИЕ СОБИРАТЕЛИ НА ОСНОВЕ МОНОАЛКИЛОВЫХ ЭФИРОВ МАЛЕИНОВОЙ КИСЛОТЫ

В.А. Иванова, Г.В. Митрофанова

e-mail: gera@goi.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Горный институт
Кольского научного центра РАН (ГоИ КНЦ РАН)

Класс непредельных карбоксилсодержащих собирателей может быть расширен за счет моноалкиловых эфиров малеиновой кислоты (R-ЭМ) общей формулы:



где R – углеводородный радикал нормальной и изоструктуры с числом углеродных атомов 10-16.

Синтез R-ЭМ основан на высокой реакционной способности ангидрида малеиновой кислоты в реакциях присоединения различных нуклеофильных агентов.

На основе индивидуальных нормальных спиртов состава C₁₁, C₁₂, C₁₃ и технических спиртов типа «Алфол» состава C₁₂-C₁₄ осуществлен синтез ряда R-ЭМ (таблица 1). По данным кислотно-основного титрования содержание основного вещества в синтезированных продуктах составило 90-95%.

Таблица 1 - Состав и характеристика алкилмоноэфиров малеиновой кислоты

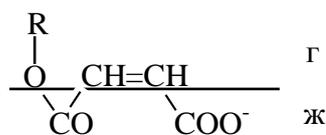
Эфир малеиновой кислоты	Алкильный радикал R	Условное обозначение	Ткаплепадения, °С	КЧ, мгКОН/г		ЭЧ, мгКОН/г	
				най-дено	вы-числено	най-дено	вы-числено
моноундециловый	n-C ₁₁ H ₂₃	C ₁₁ -ЭМ	32,5	195,4	207,5	200,9	207,5
монододециловый	n-C ₁₂ H ₂₅	C ₁₂ -ЭМ	38,0	190,7	197,3	187,3	197,3
монотридециловый	n-C ₁₃ H ₂₇	C ₁₃ -ЭМ	43,0	179,6	188,0	186,4	188,0
смесь монододецил- и монотетрадециловых (1,3:1)	n-C ₁₂ H ₂₅ - - n-C ₁₄ H ₂₉	C ₁₂ -C ₁₄ - ЭМ	35,5	166,9	189,2	188,9	189,2

Реагенты R-ЭМ представляют собой монокарбоновые кислоты с модифицированной гидрофобной частью. Сравнение синтезированных гомологов R-ЭМ с насыщенными (пальмитиновая C₁₅H₃₁COOH) и непредельными (олеиновая C₁₇H₃₃COOH) монокарбоновыми кислотами позволяет оценить влияние на физико-химические свойства и гидрофизирующее действие следующих факторов:

- величины углеводородного радикала R и в целом гидрофобной части молекулы R-ЭМ;
- наличия в структуре соединения двойной связи в α-положении к карбоксильной группе;
- введения в углеводородную цепь молекулы монокарбоновой кислоты гетероатома кислорода в составе сложноэфирной группировки.

Установленные параметры объемных и поверхностных свойств водных растворов синтезированных R-ЭМ (таблица 2) показывают на их значительно меньшую склонность к мицеллообразованию по сравнению с монокарбоновыми кислотами с той же длиной гидрофобной части молекулы. Полученные значения площади, приходящейся на молекулу в предельном адсорбционном слое, практически не зависят от длины углеводородного радикала и имеют большие значения по сравнению с монокарбоновыми кислотами. Это объясняется тем, что функциональные группы в молекулах R-ЭМ имеют жестко закрепленную в пространстве цис-ориентацию, в связи с чем адсорбционный слой на границе раздела газ-жидкость формируется с участием обеих группировок; поверхностная активность этих соединений определяется длиной углеводородного радикала R:

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»



Этот факт обуславливает значительно меньшую поверхностную активность R-ЭМ на границе газ-жидкость по сравнению с олеиновой кислотой в области домицеллярных концентраций. Однако, при концентрациях близких к ККМ рассматриваемые соединения обеспечивают снижение поверхностного натяжения на границе раздела до тех же значений, что и олеиновая кислота ($\sigma_{\min} \sim 28-29 \text{ мН}\cdot\text{м}^{-1}$).

Таблица 2 Параметры объемных и поверхностных свойств растворов моноалкиловых эфиров малеиновой кислоты

Натриевая соль кислоты	Число атомов в гидрофобной части молекулы	ККМ, моль·л ⁻¹	Площадь, Å ²	$\Gamma_{\infty} \cdot 10^6$, моль·м ⁻²	σ_{\min} , мН·м ⁻¹
C ₁₅ H ₃₁ COOH	15	$7,0 \cdot 10^{-4}$	41,1	4,04	36,7
C ₁₇ H ₃₃ COOH	17	$1,2 \cdot 10^{-3}$	52,6	3,16	28,6
C ₁₁ -ЭМ	15	$1,5 \cdot 10^{-2}$	65,8	2,53	30,6
C ₁₂ -ЭМ	16	$9,0 \cdot 10^{-3}$	65,3	2,54	29,8
C ₁₃ -ЭМ	17	$4,5 \cdot 10^{-3}$	64,1	2,59	29,8

При аналогичном механизме закрепления реагентов R-ЭМ на поверхности минеральных частиц гидрофобизирующее действие также будет определяться главным образом длиной углеводородного радикала сложноэфирной группировки

Из полученных данных по флотации чистой разности апатита в трубке Халлимонда видно (рисунок), что в щелочной среде C₁₃-ЭМ в меньшей степени гидрофобизирует минерал по сравнению с олеиновой кислотой, а при pH=5,8 действие этих соединений примерно одинаково. В то же время при флотации

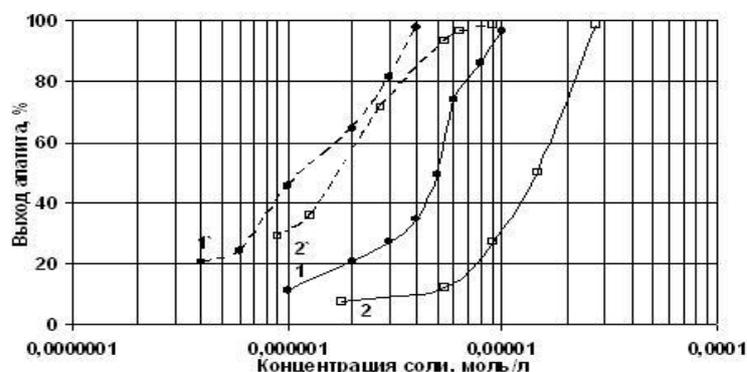


Рисунок - Флотуемость апатита (кл.-0,16+0,1 мм) Na-солями олеиновой кислоты (1,1') и C₁₃-ЭМ (2,2') при pH=5,5 (1',2') и pH=10 (1,2) в трубке Халлимонда

apatита из апатит-нефелиновой руды с использованием фабричной оборотной воды (20 Ca²⁺ мг/л, 310-400 SO₄²⁻ мг/л, общих солей – 780-880 мг/л), большей флотационной активностью характеризуются реагенты R-ЭМ (таблица 3), что особенно проявляется в перечистных операциях и свидетельствует о более прочной адсорбции. Флотация руды с применением R-ЭМ в качестве монособирателя сопровождается более высоким пенообразованием (Кп).

**Международное совещание «Плаксинские чтения – 2011»,
г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г.**

Таблица 3 - Результаты флотации апатита из апатит-нефелиновой руды ($\alpha=13,8\%$ P_2O_5) Na-солями олеиновой кислоты и C₁₂-C₁₄-ЭМ в открытом цикле

Собирабель, г/т		Регулятор, Неонол АФ, г/т		Пенный ОФ, % P_2O_5		Концентрат % P_2O_5		Показатели пены			
								ОФ		II пер-ка	
OlNa	C ₁₂ -C ₁₄ -ЭМ	9-6	9-10	β	ε	β	ε	Кп*	Кр*	Кп	Кр
150	-	-	-	38,66	90,2	40,70	55,5	1,8	0,50	1,5	0,46
175	-	-	-	37,88	93,9	40,50	69,5	1,7	0,53	1,5	0,53
125	-	-	15	38,64	89,6	40,57	69,4	0,8	0,50	0,4	-
-	100	-	-	34,47	93,7	39,68	77,6	2,0	0,35	2,1	0,43
-	100	-	15	36,70	94,1	39,75	87,3	2,3	0,52	2,0	0,50
-	100	15	-	35,32	95,7	39,57	91,5	1,7	0,30	1,7	0,41

*Кп, Кр - соответственно коэффициент пенообразования и разрушения пены.

Расход жидкого стекла – 90 г/т, pH_{оф} – 9,4-9,6

Таблица 4 - Показатели получения кондиционного апатитового концентрата (39 % P_2O_5) в замкнутом цикле флотации

Собирабель	Расход, г/т	Извлечение P_2O_5 , %	Показатели пены			
			ОФ		II перечистка	
			Кп	Кр	Кп	Кр
C ₁₂ -ЭМ	120	96,4	3,6	0,64	2,7	0,52
C ₁₃ -ЭМ	140	96,3	3,8	0,53	2,3	0,57
C ₁₂ -C ₁₄ -ЭМ	110	96,3	2,6	0,58	2,2	0,50
C ₁₇ H ₃₃ COOH	160	95,8	2,8	0,53	2,2	0,47

В замкнутом цикле флотации реагенты C₁₂-ЭМ и C₁₃-ЭМ при расходах 120-140 г/т обеспечивают получение кондиционного апатитового концентрата (39 % P_2O_5) при извлечении на уровне 96 % (таблица 4). Аналогичные показатели с олеиновой кислотой достигаются при ее расходе 160 г/т.

Повышенная флотоактивность C₁₂-C₁₄-ЭМ, синтезированного на технических спиртах «Алфол», связана, по-видимому, с присутствием в технических спиртах соединений с изоструктурой, а также содержанием карбонильных соединений.

Установленная более высокая флотационная активность R-ЭМ по сравнению с олеиновой кислотой обусловлена следующими факторами:

- большая способность R-ЭМ к диссоциации, связанная с наличием в молекуле двойной связи, сопряженной с карбоксильной группой;
- меньшая склонность к мицеллообразованию и большая растворимость Na и Ca-солей R-ЭМ;
- более прочная адсорбция вследствие взаимодействия с поверхностью минерала (apatita) двух функциональных групп;
- -повышенные пенообразующие свойства.

Полученные результаты и высокая технологичность синтеза данного класса реагентов позволяет рассматривать эти соединения как перспективные собиратели для флотации несulfидных руд, в частности апатитсодержащих.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КВАНТОВО-ХИМИЧЕСКИХ ДЕСКРИПТОРОВ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ МЕХАНИЗМА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ РЕАГЕНТА С УГОЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ

Т.М. Куликова, Х.Я. Гиревая, Л.А. Бодьян

e-mail:chem@magtu.ru, Россия, г. Магнитогорск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ГОУ ВПО МГТУ)

Рост объёма переработки труднообогатимых низкометаморфизованных углей вызывает необходимость совершенствования флотационного обогащения углей. Одним из путей интенсификации обогащения углей является управление эффективностью флотационного процесса с помощью направленного выбора реагентов-собирателей. Применение квантово-химических методов исследования является перспективным при подборе реагентов и оценке их флотационной активности по отношению к угольной поверхности, так как позволяет количественно оценить реакционную способность соединений и провести сравнительный анализ эффективности действия реагентов, а также выявить механизм взаимодействия молекул реагентов с фрагментами угольной поверхности. В работе расчеты квантово-химических дескрипторов проводились полуэмпирическим методом PM3 в приближении RHF/6-311G(d) с использованием программного пакета HyperChem 7.5 Pro.

Важнейшими квантово-химическими дескрипторами являются энергии верхней занятой ($E_{взмо}$) и нижней свободной ($E_{нсмо}$) молекулярных орбиталей, значения абсолютной жесткости η , молекулярной электроотрицательности χ , индексов электрофильности I_E и нуклеофильности I_N ; степени переноса заряда ΔN .

Низкая природная флотуемость газовых углей и их гидрофильность обусловлены наличием на поверхности углей электрофильных центров адсорбции, возникающих за счет смещения электронной плотности на гетероатомы органической массы углей (ОМУ), а также нуклеофильными свойствами молекул воды, участвующих в процессе флотации.

Для более глубокого изучения способности к адсорбции электрофильных центров угольной поверхности были проведены расчеты квантово-химических дескрипторов фрагментов угольной поверхности, моделирующих структуру ОМУ, содержащих гидроксильную, хиноидную, карбоксильную функциональные группы, связанные с ароматическими системами (таблица 1).

Таблица 1 - Квантово-химические дескрипторы функциональных групп, моделирующих структуру ОМУ

Функциональная группа	$E_{взмо}$, эВ	$E_{нсмо}$, эВ	max «+»	max «-»	η , эВ	χ , эВ	I_E , эВ
Гидроксильная	-9,18	-0,29	0,1963	0,2279	8,89	4,74	1,26
Хиноидная	-10,92	-1,71	0,3146	0,2772	9,21	6,32	2,17
Карбоксильная	-10,13	-0,53	0,4315	0,4036	9,60	5,33	1,48

Анализ результатов квантово-химических расчетов, приведенных в табл. 1, показывает, что практически все кислородсодержащие функциональные группы, имеющиеся на угольной поверхности, оттягивают на себя электронную плотность от атомов углерода, в результате чего на атомах углерода возникает положительный заряд (в интервале от +0,1963 до +0,4401), обуславливающий варьирование значения индекса электрофильности I_E в пределах от 1,26 до 2,17 эВ. Все представленные в таблице 1 функциональные группы характеризуются высокими значениями абсолютной жесткости $\eta = 8,89 \div 9,60$ эВ, что позволяет отнести сами функциональные группы к нуклеофильным, а располагающиеся вокруг них углеродные фрагменты - к электрофильным участкам угольной поверхности. Следовательно, на основании квантово-химических расчетов установлено, что электрофильными центрами адсорбции являются атомы углерода угольной поверхности, на которых сосредоточен максимальный положительный заряд.

В предыдущих работах авторов было выявлено, что сложные эфиры алифатического и ароматического рядов имеют высокую флотационную активность по отношению к ОМУ. Сложные эфиры, проявляющие отрицательный индуктивный и мезомерный эффекты, являются жесткими нуклеофильными реагентами, поэтому для флотации углей предложен комплексный реагент, содержащий в своем составе два сложных эфира ароматического ряда - моноэтиленгликольтерефталат (MonoEtgl-tPht) и диэтиленгликольтерефталат (DiEtgl-tPht). Рассчитанные квантово-химические дескрипторы соединений, входящих в состав комплексного реагента, представлены в таблице. 2.

Таблица 2 - Квантово-химические дескрипторы флотационной активности молекул MonoEtgl-tPht и DiEtgl-tPht

Соединение	$E_{ВЗМО}$, эВ	$E_{НСМО}$, эВ	max «+»	max «-»	η , эВ	χ , эВ	I_N , эВ
MonoEtgl-tPht	-10,54	1,20	0,435	0,391	11,74	4,67	1,08
DiEtgl-tPht	-10,62	1,26	0,435	0,390	11,88	4,68	1,09

Анализ квантово-химических дескрипторов, представленных в табл. 2, показывает, что сложные эфиры, входящие в состав реагента, характеризуются низкими значениями энергии ВЗМО и высокими значениями энергии НСМО, следовательно, они относятся к жестким нуклеофилам. Диэтиленгликольтерефталат, имеющий энергию НСМО ($E_{НСМО}=1,26$ эВ) выше, чем у моноэтиленгликольтерефталата ($E_{НСМО}=1,20$ эВ), обладает более жесткими свойствами, что согласуется с расчетами жесткости $\eta_{DiEtgl-tPht}=11,88$ эВ $>$ $\eta_{MonoEtgl-tPht}=11,74$ эВ. Индекс нуклеофильности моно- и диэтиленгликольтерефталатов имеет высокое значение (1,08 \div 1,09 эВ). Отрицательный заряд в молекуле MonoEtgl-tPht сосредоточен на атомах карбонильного кислорода карбоксильной и сложноэфирной групп ($q_{O=C} = -0,391$), гидроксильного кислорода карбоксильной группы -C(OOH) ($q_{O(H)} = -0,302$) и кислорода гидроксогруппы частицы H-(O)-CH₂CH₂- ($q_{O(H)} = -0,341$).

Максимальный отрицательный заряд в молекуле DiEtgl-tPht сконцентрирован на атомах карбонильного кислорода сложноэфирной группировки -COO- ($q_{O=C} = -0,390$) и кислорода гидроксогруппы частиц H-(O)-CH₂CH₂- ($q_{O(H)} = -0,341$). Следова-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

тельно, атакующими нуклеофильными центрами эфиров являются именно эти атомы кислорода.

Взаимодействие электрофильных участков угольной поверхности с нуклеофильными молекулами реагентов может осуществляться по орбитально-контролируемому или зарядо-контролируемому механизмам, с образованием донорно-акцепторных комплексов, прочность которых определяется степенью переноса заряда.

Согласно Реутову степень переноса заряда ΔN является характеристикой силы взаимодействия электрофила А и нуклеофильного реагента В, имеет размерность долей электрона и связана с абсолютной жёсткостью η и молекулярной электроотрицательностью χ следующим соотношением:

$$\Delta N = \frac{\chi_A - \chi_B}{\chi_A + \eta_B}$$

Если степень переноса заряда значительная, то реакция протекает по орбитально-контролируемому механизму, если ΔN имеет низкое значение - то по зарядо-контролируемому механизму. Результаты расчетов степени переноса заряда в комплексах «ОМУ - реагент» приведены в таблице 3.

Таблица 3 - Рассчитанная степень переноса заряда в комплексе «ОМУ - реагент»

Фрагмент угольной поверхности, представленный функциональной группой	Степень переноса заряда ΔN	
	MonoEtgl-tPh	DiEtgl-tPht
Гидроксильная	0,0034	0,0027
Хиноидная	0,0788	0,0778
Карбоксильная	0,0309	0,0303

Величина ΔN имеет очень низкие значения, что свидетельствует о большой жесткости взаимодействующих молекул. Энергетическое различие между НСМО фрагментов угольной поверхности и ВЗМО соединений реагента настолько велико, что их взаимодействие по орбитально-контролируемому механизму невозможно. Стабилизация комплекса осуществляется в процессе кулоновского взаимодействия между атомами электрофила, несущими максимальный положительный заряд и атомами нуклеофила, несущими максимальный отрицательный заряд, в реакции проявляется зарядовый контроль.

Для экспериментального подтверждения флотационной активности комплексного реагента была проведена серия флотационных опытов. Новый реагент для флотации был апробирован на угольном шламе. Реагентный режим, расход реагентов и показатели флотации приведены в таблице 4. Зольность исходного угля составляет 12,8 %.

При использовании комплексного реагента в качестве собирателя получены более высокие показатели флотации аналогичных углей по сравнению с традиционно применяемыми реагентами ТС-1 + Т-80. При расходе предлагаемого реагента в количестве 0,4 кг/т выход концентрата составил 76,6 % при его зольности 6,9 %, в то время как при расходе ТС-1, составляющем 1,4 кг/т, выход концентрата составил 72,2 % при зольности концентрата 6,6 %.

Таблица 4 - Показатели флотации угля, поступающего на углеобогадательную фабрику ОАО «Северсталь»

Реагентный режим	Расход реагентов, кг/т	Показатели флотации, %			
		Выход концентрата	Зольность концентрата	Зольность отходов	Извлечение горючей массы в концентрат
ТС-1 / Т-80	1,0/0,2	65,1	5,9	25,8	70,2
	1,2/0,2	69,6	6,2	27,9	74,8
	1,4/0,2	72,2	6,6	28,6	77,3
Реагент: MonoEtgl- tPh + DiEtgl-tPht	0,2	71,9	6,3	29,3	77,2
	0,4	76,6	6,9	31,9	81,8
	0,9	85,3	8,7	36,3	89,3

Несомненно, что высокая флотационная активность нового реагента обусловлена оптимальными значениями его квантово-химических дескрипторов и стереохимией соединений, входящих в его состав.

ФЛОТАЦИЯ ФЛЮОРИТА НОВЫМИ РЕАГЕНТАМИ*

Д.В. Колташев, Т.Ю. Насртдинова, А.В. Радусhev

e-mail: dk_dok@qip.ru, tina.nasa@mail.ru, avradu@mail.ru, Россия, г. Пермь,
Учреждение Российской академии наук Институт технической химии
Уральского отделения РАН (ИТХ УрО РАН)

Флюорит (плавиковый шпат) является важнейшим сырьем для металлургической, химической, ряда специальных отраслей промышленности и пользуется постоянным возрастающим потребительским спросом.

Широкое применение флюоритовых концентратов определяет актуальность работ, направленных на совершенствование методов обогащения флюоритовых руд.

Флотация является наиболее совершенным и распространенным методом обогащения карбонатсодержащих флюоритовых руд, позволяет получать концентраты, содержащие более 95% флюорита.

Вследствие сравнительно близких флотационных свойств кальцита и флюорита разделение кальцито-флюоритовой руды представляет большие трудности, которые увеличиваются с уменьшением карбонатного модуля (отношения $\text{CaF}_2:\text{CaCO}_3$)¹ Для кальцита и флюорита хорошими собирателями являются оксигид-

* Работа выполнена при финансовой поддержке программ РАН 09-Т-3-1014 и 09-С-3-1013

¹ Справочник по обогащению руд. Основные процессы. Под ред. О.С. Богданова. М.: Недра, 1983. 382 с.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

рильные соединения: жирные кислоты и их заменители². Эти реагенты проявляют низкую селективность, поэтому для подавления флотации кальцита применяют сернистый натрий и жидкое стекло³.

В качестве селективных собирателей при флотации флюорита предложены диалкиларилполиэтиленовые эфиры фосфорной кислоты⁴.

В настоящей работе рассмотрена возможность флотации флюорита N-(2-гидроксиэтил)алкиламинами (ГЭА). Проведены опыты по флотации реактивного CaF₂ марки (ч), флюоритовой руды с содержанием CaF₂ около 90% и кальцита CaCO₃ с использованием водопроводной воды общей жесткостью = 2 мг-экв/л при комнатной температуре. Собиратели ГЭА применяли в виде 1%-ной водной эмульсии, объем камеры флотомашин составлял 130 мл.

Опыты по флотации реактивного CaF₂ проводили на модельной системе, для содержания извлекаемого компонента 20% в пересчете на руду, при соотношении Т:Ж = 1:3 – 1:4; pH регулировали с помощью растворов H₂SO₄ и Na₂CO₃. Навеску CaF₂ диспергировали в жидкой фазе 10 мин, затем кондиционировали с собирателем 1 мин, подавали воздух и флотировали 5 мин. На рисунке 1 приведена зависимость степени извлечения реактивного CaF₂ в пенный продукт от pH. С возрастанием длины радикала в ряду ГЭА происходит рост степени извлечения CaF₂. Высокие показатели извлечения при флотации CaF₂ были получены для реагентов ДГЭА и ТГЭА. При расходе 1%-ного раствора собирателя 0,5 мл степень извлечения реактивного CaF₂ составила 84% и 94% соответственно.

Проведены опыты по флотации руды с содержанием флюорита около 90% фракций крупностью -0,2+0 мм и кальцита крупностью -0,063+0 мм с реагентом

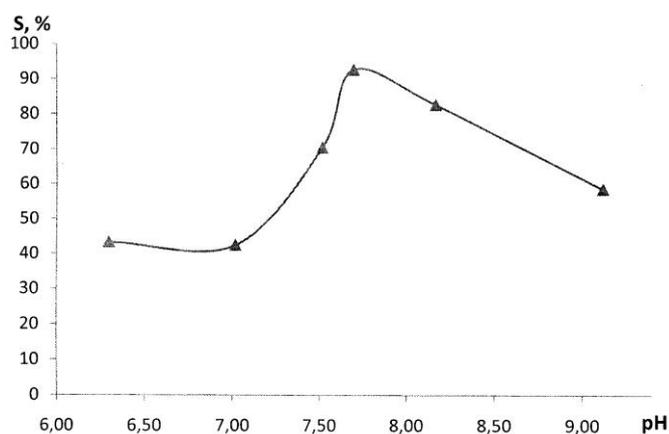


Рисунок 1 - Зависимость степени извлечения реактивного CaF₂ марки (ч) в пенный продукт от pH_{равн.}

ДГЭА из исследованного ряда. Навеску руды (1,25 г для флюорита, 5 г для кальцита) диспергировали в жидкой фазе 10 мин, кондиционировали с собирателем 1 мин.

Максимальное извлечение 90%-ного флюорита наблюдалось при расходе 1%-ного собирателя 0,8 – 1,0 мл и составило 81 – 85% при времени флотации 3 – 4 мин pH_{равн.} = 6,6 – 7,8. В этом же диапазоне кислотности извлечение кальцита составляет 18 – 20%.

² А.А.Абрамов. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 1, 2. М.: Изд-во Московского гос. Горного университета. 2004]

³ Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К. и др. Теория и технология флотации руд /Под ред. О.С. Богданова. – 2 изд., перераб. И доп. – М.: Недра, 1990. 363 с.

⁴ Патент RU 2319550 С1 Собиратель для флотации флюоритовых руд / Курков А.В., Пастухова И.В. // Б.И. 2008. № 8.

**РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ АПРОБАЦИИ ЭМУЛЬСИОННОЙ
ТЕХНОЛОГИИ ОТМЫВКИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ
ЛИПКОСТНОЙ СЕПАРАЦИИ В ЦЕХЕ ДОВОДКИ ОФ№3 МГОКА***

*В.А. Чантурия, Г.П. Двойченкова, Э.А. Трофимова Э.А., В.А. Карнацкий¹,
Г.Х. Островская¹, Д.А. Кобелев¹*

Россия, г. Москва,

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

¹Россия, г. Мирный, Республика Саха-Якутия, АК»АЛРОСА»

Технология обогащения алмазосодержащих руд, применяемая на ОФ №3 Мирнинского ГОКа, включает схему доводки алмазосодержащих концентратов крупностью -5 мм, предусматривающую использование липкостной сепарации

По существующей схеме концентрат липкостной сепарации обезжиривается перед последующими операциями доводки, как правило, промывкой горячей водой (~90°C) с кальцинированной содой.

Однако, опытом работы цеха доводки установлено, что применяемый метод отмывки жировой мази с кристаллов концентрата недостаточно эффективен, что приводит в процессе высокотемпературной сушки к образованию на их поверхности продуктов сгорания органических веществ и, соответственно, к снижению интенсивности свечения алмазов и эффективности их последующего извлечения методом рентгенолюминесцентной сепарации.

Институтами УРАН ИПКОН РАН и Якутнипроалмаз решена задача создания нового эффективного реагента – эмульсии ЭДТ-100, которая состояла в разработке технологии отмывки алмазосодержащих концентратов липкостной сепарации, основанной на применении научно обоснованной композиции из углеводородных компонентов и ПАВ, соотношение которых определяется конкретно для состава используемой жировой мази.

Расчет и сравнение эффективности отмывки жировой мази с поверхности алмазных кристаллов с применением эмульсионного метода и стандартной технологии на стадии лабораторных экспериментов выполнен оценкой соотношения углерода органического и углерода алмаза $C_{орг}/C_{алм}$ на поверхности алмазов с использованием данных рентгенофотозлектронной спектроскопии (РФС) (таблица 1)

Результаты лабораторных экспериментов позволили установить эффективность очистки алмазов от жировой мази разработанным эмульсионным методом, которая достигает 87,7%, что в 9 раз выше, чем в условиях применения стандартной технологии при тех же условиях (9,4%) .

В период опытно-промышленных испытаний технологическая обработка концентратов липкостной сепарации проводилась в действующей схеме участка доводки ОФ№3 МГОКа.

* Работа выполнена в рамках проекта государственной поддержки ведущих российских вузов «Создание комплексной инновационной экологически безопасной технологии добычи и переработки алмазоносных руд в условиях Крайнего Севера» и гранта Президента РФ «Научная школа академика В. А. Чантурия» НШ-3184.2010.5.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1- Параметры различных методов отмывки алмазов от жировой мази

№ оп.	Исследуемая поверхность алмазных кристаллов	$C_{алм}$	$C_{орг}$	$C_{алм}/C_{орг}$, %	Степень очистки, %
1	После обработки жировой мазью	41	20,1	49	-исх
2	После отмывки жировой мази эмульсией солярового масла с ПАВ и сушки	41,9	2,7	6,4	87,7
3	После отмывки жировой мази горячим раствором кальцинированной соды и сушки	42,3	18,8	44,4	9,4

В результате выполненного цикла испытаний подтверждена выявленная эффективность эмульсионного метода отмывки концентрата липкостной сепарации от жировой мази. На фотографиях рисунков 2 и 3 отчетливо видно, что поверхность кимберлитовых алмазосодержащих концентратов, обработанных перед высокотемпературной сушкой эмульсией (рисунок 2, фото а), и извлеченных из них кристаллов (рисунок 3, фото а) практически полностью очищены от жировой мази.

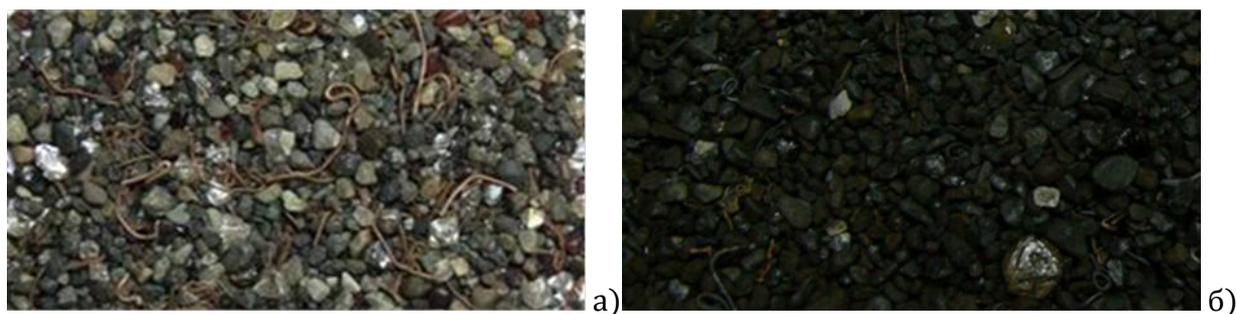


Рисунок 2 – Алмазосодержащие концентраты липкостной сепарации после их высокотемпературной сушки, полученные с отмывкой эмульсией (а) и по стандартной технологии (б)

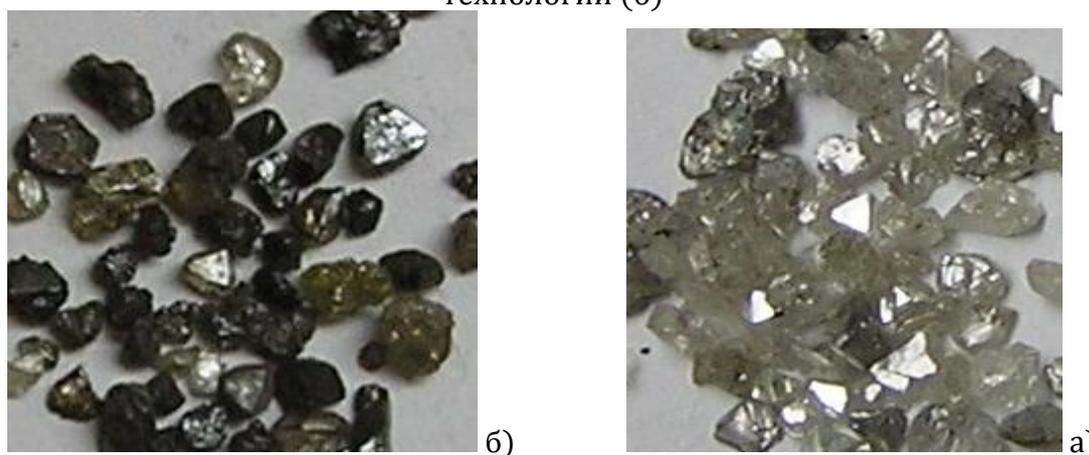


Рисунок 3– Алмазные кристаллы, извлеченные после высокотемпературной сушки из концентратов доводочных операций, полученных: с отмывкой эмульсией (а) и с отмывкой по стандартной технологии (б)

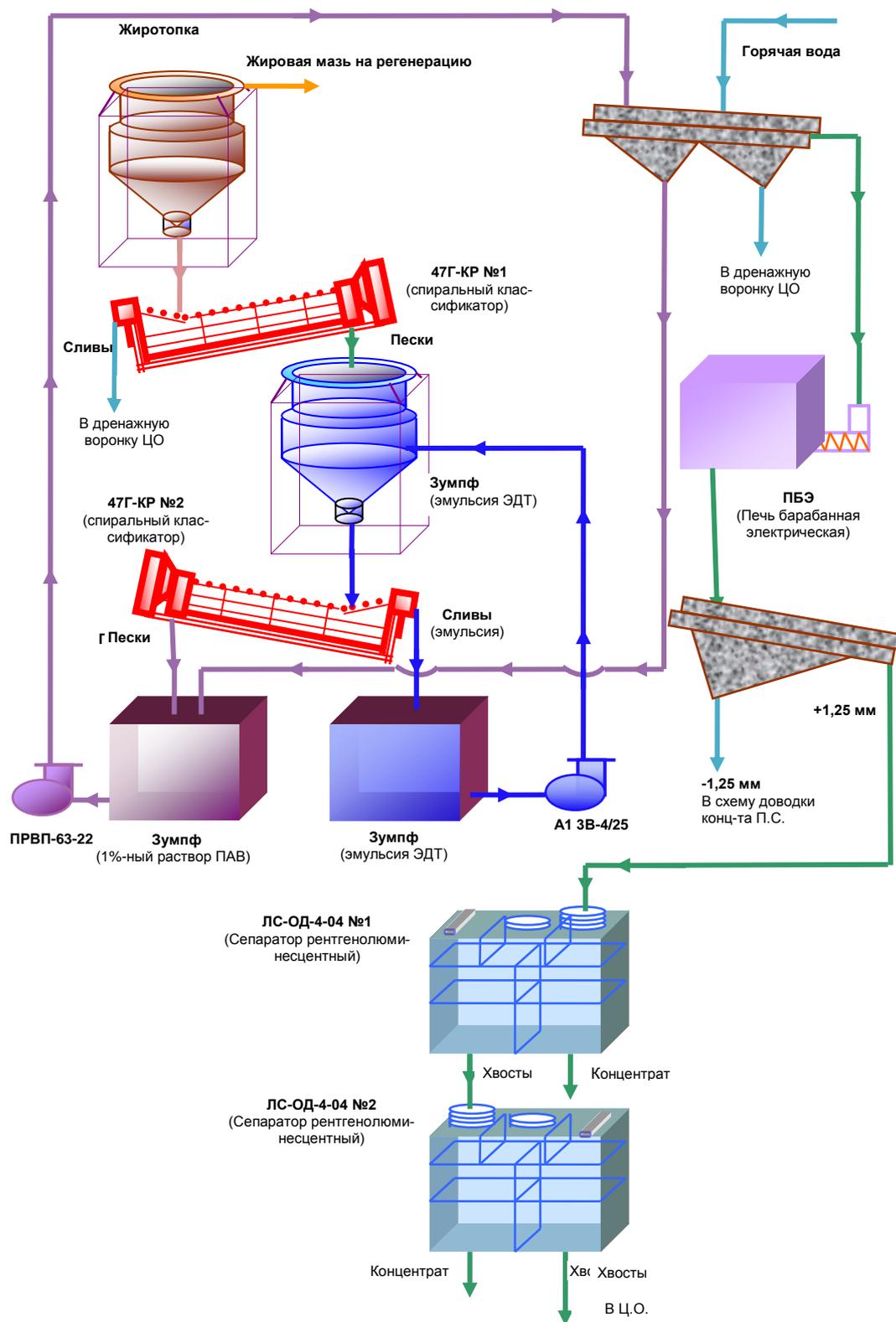


Рисунок 4 - Схема реализации водоземulsionной технологии отмыва концентрата липкостной сепарации от жировой мази в цехе доводки ОФ№3 МГОКа

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Поверхность кимберлитовых алмазосодержащих концентратов липкостной сепарации, прошедших перед сушкой стандартную технологию отмывки в горячей воде (рисунок 2, фото б), а так же извлеченных из них кристаллов (рисунок 3, фото б), практически полностью покрыта пленкой черного цвета, образовавшейся при выгорании жировой мази в процессе горячей сушки (обжига).

На спектре поглощения алмаза в инфракрасной области (рисунок 4) видно, что обработка исходной поверхности кристалла жировой мазью привела к появлению достаточно мощных полос поглощения жировой мази.

Отмывка поверхности алмаза горячим раствором кальцинированной соды лишь частично снизила мощность коэффициента поглощения, что свидетельствует о недостаточной чистоте отмывки поверхности кристалла данным способом. Отмывка поверхности эмульсионным методом позволила полностью очистить кристалл от жировой мази, что подтверждается совпадением начального и конечного спектров.

Аналогичная оценка чистоты поверхности алмазов выполнена по изменению интенсивности их люминесценции. Характер изменения спектров интенсивности люминесценции исследуемых алмазов позволяет сделать следующие выводы: в изученных исходных кристаллах присутствует интенсивная полоса люминесценции, после нанесения жировой пленки и ее термообработки выход люминесценции алмаза полностью пропадает.

Для подтверждения полученных результатов при проведении опытно-промышленных испытаний выполнены исследования с использованием для сравнительной оценки эффективности очистки от органики поверхности исследуемых алмазных кристаллов методов инфракрасной (ИКС) и ультрафиолетовой (УФС) спектроскопии.

Предварительная перед термообработкой отмывка кристалла от жировой мази эмульсионным методом позволяет получить спектр люминесценции практически исходной мощности, аналогичный исходной спектрограмме на рисунке 5 и полностью с ней совпадающий.

Таким образом, методом спектроскопии в видимой и ультрафиолетовой области установлено, что люминесцентные лучи с длиной волны менее 600 нм сильно поглощаются черной непрозрачной пленкой из остатков сгоревшей жировой мази, что не позволяет РЛС регистрировать алмазные кристаллы. Однако, предварительная перед термообработкой отмывка алмазов от жировой мази эмульсионным методом позволяет полностью восстановить исходную мощность люминесценции кристаллов и, соответственно, предотвратить их потери с хвостовыми продуктами РЛС.

Результатами промышленных испытаний установлено, что применение эмульсионного метода отмывки концентратов липкостной сепарации (-5+2мм) перед процессом высокотемпературной сушки в схеме их окончательной доводки увеличивает выход алмазов (кассу) в среднем в 2,5 раза.

Таким образом, на основании сравнительной оценки количества и качества суммарных концентратов липкостной сепарации, а также извлеченных из них кристаллов, установлена технологическая эффективность применения разработанной технологии и осуществлена ее реализация в условиях участка доводки ЦД ОФН^{№3} по схеме, представленной на рисунке 4.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМАЛЬНОЙ КИНЕТИКИ ОКИСЛЕНИЯ ГАЛЕНИТА В
ЖИДКОЙ ФАЗЕ ФЛОТАЦИОННОЙ ПУЛЬПЫ

Б.Е. Горячев, А.А. Николаев

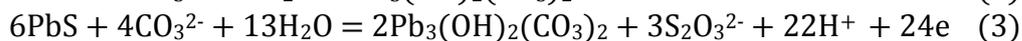
e-mail: beg@misis.ru, nikolaevor@mail.ru, Россия, г. Москва,
Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

Проведены исследования процесса окисления галенита в жидкой фазе флотационной пульпы щелочного pH с позиций формальной кинетики. Рассмотрены кинетические схемы процесса. В результате расчетов и данных поляризационных исследований галенитового электрода в щелочных водных растворах установлены теоретические значения кинетических параметров суммарных реакций окисления галенита, наиболее вероятные скорость определяющие стадии процесса окисления галенита и получены уравнения скорости процесса окисления частиц галенита в щелочных минеральных суспензиях.

Удельная скорость окисления сульфидов меди, свинца и железа соответствует универсальному уравнению (1) (И.А. Каковский, Д.Т. Вудкок), где “n” и “m” различны для различных минералов (n = 0.5 для галенита).

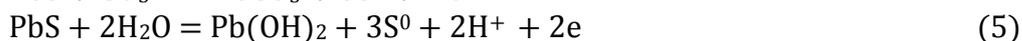
$$V = kP_{O_2}^n [OH^-]^m \quad (1)$$

Порядок реакции окисления галенита зависит от pH рабочих растворов и может быть либо нулевым, либо равным единице. Можно предположить, что суммарный, термодинамически наиболее вероятный процесс окисления галенита кислородом, растворенным в жидкой фазе щелочной флотационной пульпы, представляет сложную кинетическую схему, содержащую несколько элементарных электрохимических стадий (с участием в ней гидроксид- и карбонат- ионов). Основой такой кинетической схемы будут анодные полуреакции (2) и (3). При этом кинетическая схема протекания полуреакции (3) будет продолжением кинетической схемы протекания полуреакции (2)



В (2) одновременно участвует три молекулы галенита, что трудно представить с позиций законов формальной кинетики химических реакций. Поэтому в работе был проведен отдельный анализ частных кинетических схем окисления галенита для анодной полуреакции его окисления до карбоната свинца и гидроксида свинца, при условии окисления сульфидной серы минерала до элементной и тиосульфатной.

В случае окисления сульфидной серы минерала до элементной, полуреакцию (2) можно рассматривать, как сумму (4) и (5) при двухразовом протекании (4).



а для щелочных сред (4) можно записать в виде (6):



Тогда можно представить возможные кинетические схемы окисления галенита до карбоната свинца и гидроксида свинца (рисунки 1 и 2). При этом общая для кинетических схем (см. рисунок 1 а и б) – стадия окисления галенита до Pb^{2+} и S^0 с

участием двух электронов.

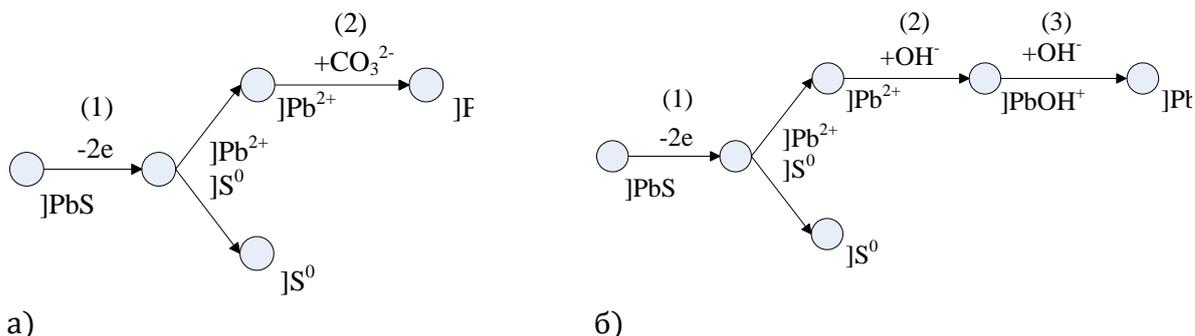


Рисунок 1 - Возможные кинетические схемы окисления галенита до карбоната свинца (а) и гидроксида свинца (б) (окисление сульфидной серы до S^0)

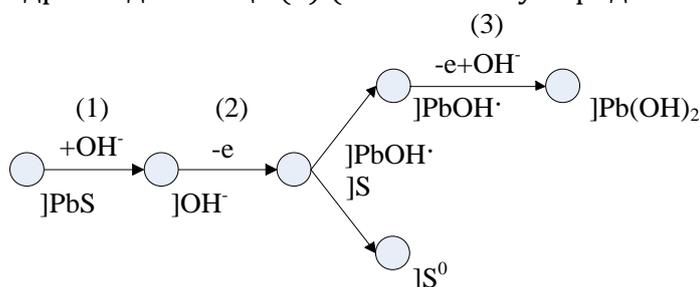


Рисунок 2 - Возможная кинетическая схема окисления галенита до гидроксида свинца в сильнощелочных суспензиях (окисление сульфидной серы до S^0)

Альтернативой второй кинетической схеме окисления галенита до гидроксида свинца и элементной серы может быть третья кинетическая схема, изображенная на рисунке 2.

Отличие этой схемы от второй кинетической схемы (см. рисунок 1 б) заключается в том, что при высокой концентрации гидроксид-ионов в жидкой фазе, гидроксид-ионы сначала переходят в адсорбционное состояние на поверхность частиц галенита, а затем участвуют во второй стадии его окисления с образованием $\text{Pb(OH)}_{\text{адс}}$, так же находящегося в адсорбционном состоянии.

Более реальной для сильно щелочных сред представляется третья кинетическая схема, первой элементарной стадией которой является адсорбция гидроксид-ионов на поверхности галенита. Данная стадия не является электрохимической и имеет теоретический порядок реакции по гидроксид-ионам, равный единице. Вторая стадия носит электрохимический характер с теоретическим порядком $\text{P}_{\text{OH}(\cdot)} = 1$, в которой происходит образование комплексного соединения $\text{Pb(OH)}\cdot$ ($\text{OH}\cdot$ – радикал) и элементной серы. В третьей элементарной стадии образуется второй конечный продукт окисления галенита – гидроксид свинца.

На рисунке 3 изображена одна из возможных кинетических схем окисления галенита в сильнощелочных суспензиях, в основе которой лежат термодинамические исследования В.М. Латимера по окислению сульфид-ионов в сильно щелочных растворах.

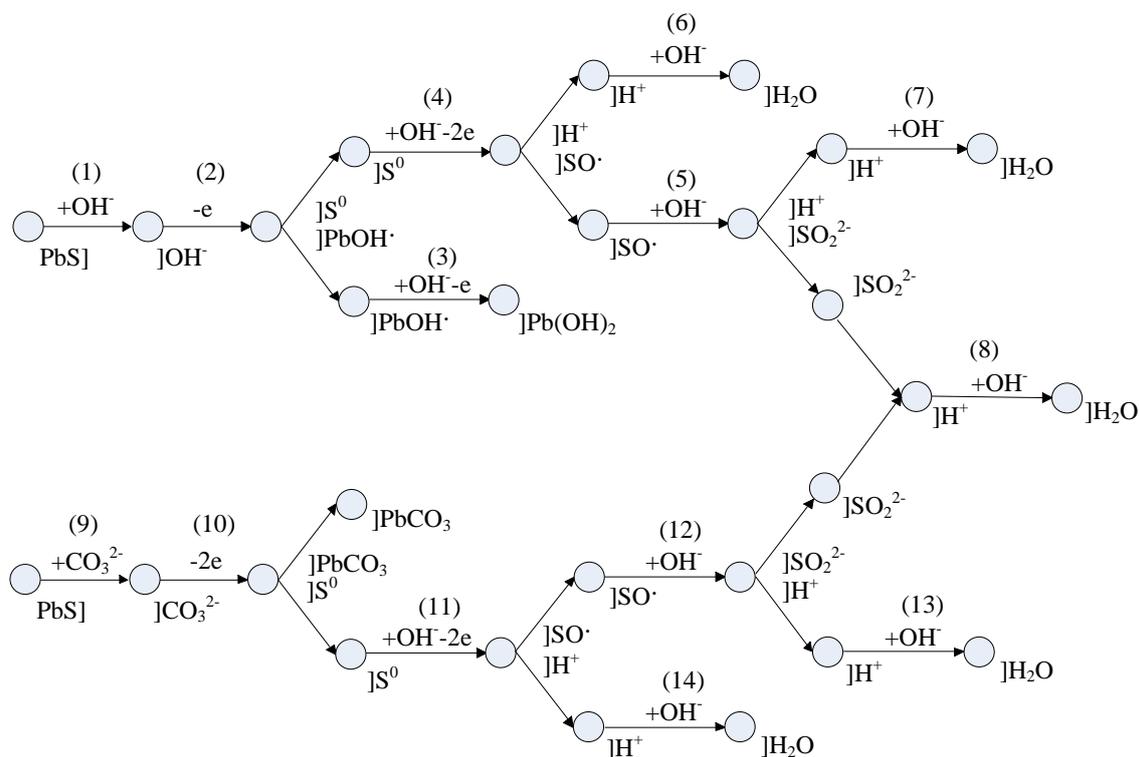


Рисунок 3 - Возможная кинетическая схема окисления галенита до гидроксида свинца в сильнощелочных суспензиях (окисление сульфидной серы до $S_2O_3^{2-}$)

Особенность схемы – последовательно-параллельная структура, поэтому ее реализация возможна только в случае одновременного участия в ней двух молекул галенит. Процесс окисления элементарной серы на поверхности галенита рассмотрен, как параллельно идущий с реакциями взаимодействия катионов свинца (II) с карбонат- и гидроксид- ионами. В этой кинетической схеме учтено, что серосодержащие ионы могут окисляться по радикальному механизму с образованием радикала $SO\cdot$; предполагается также окисление элементарной серы через образование сульфоксил-ионов SO_2^{2-} .

Кинетическая схема окисления галенита (см. рисунок 3) имеет две особенности. Во-первых, она теоретически объясняет возможность одновременного образования нескольких свинец содержащих продуктов на поверхности окисляющегося галенита (карбоната и гидроксида свинца). Во-вторых, несмотря на протяженность первого и второго путей, свинец содержащие продукты окисления галенита образуются на начальных стадиях протекания суммарного процесса.

Таким образом, выполненный теоретический анализ формальной кинетики окисления галенита до различных окисленных свинец содержащих соединений показал, что независимо от предполагаемого серосодержащего продукта окисления минерала, сам процесс носит электрохимический характер. Природа конечного продукта окисления сульфидной серы галенита определяет возможный механизм протекания суммарного процесса его окисления. В случае торможения процесса на стадии окисления сульфидной серы галенита образование, как карбоната, так и гидро-

ксида свинца на поверхности минерала должно идти по последовательному механизму. Увеличение глубины окисления сульфидной серы галенита до тиосульфат-ионов требует параллельно-последовательного механизма для объяснения суммарного процесса окисления галенита в щелочных и сильно щелочных минеральных суспензиях.

Из кинетических схем протекания суммарных реакций окисления галенита следует, что образование на его поверхности свинец содержащих продуктов окисления возможно уже на ранних стадиях процесса независимо от степени окисления сульфидной серы. Смешанное покрытие поверхности частиц галенита продуктами его окисления – карбонатом и гидроксидом свинца – возможно только при более глубоком окислении сульфидной серы минерала до тиосульфатной.

Анализ кинетических расчетов и экспериментальных данных позволил предположить, что в щелочных средах ($\text{pH} < 11$) наиболее вероятной скоростью определяющей стадией процесса окисления галенита, независимо от степени окисления сульфидной серы минерала, будет стадия его окисления до комплексного катиона $\text{PbOH}^+_{\text{адс}}$ и элементарной серы $\text{S}^0_{\text{адс}}$, протекающей по реакции $\text{PbS} + \text{OH}^-_{\text{адс}} = \text{PbOH}^+_{\text{адс}} + \text{S}^0_{\text{адс}} + 2\text{e}$ второй кинетической схемы.

В сильнощелочных средах ($\text{pH} \geq 11$) образование гидроксида свинца на поверхности частиц галенита может идти через образование PbOH , как это показано в третьей и в четвертой кинетических схемах со скоростью определяющей стадией процесса $\text{PbS} + \text{OH}^-_{\text{адс}} = \text{PbOH}_{\text{адс}} + \text{S}^0_{\text{адс}} + \text{e}$.

Скорость процесса окисления поверхности частиц галенита, в зависимости от щелочности минеральных суспензий должна подчиняться уравнению $i = k[\text{OH}^-] \exp(\alpha z \varphi F / RT)$, $\alpha_{\text{теор.}} = 0.5$, $z_{\text{теор.}} = 1, 2$.

ФЛОТАЦИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНЫХ НАНОРАЗМЕРНЫХ ДЕПРЕССОРА И АКТИВАТОРА СФАЛЕРИТА

Н.К. Тусупбаев, Н.С. Бектурганов, Л.В. Семушкина

e-mail: nesipbay@mail.ru, Казахстан, г. Алматы,

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения»

(АО «ЦНЗМО», Национальный научно-технологический холдинг

«Парасат» МОН РК)

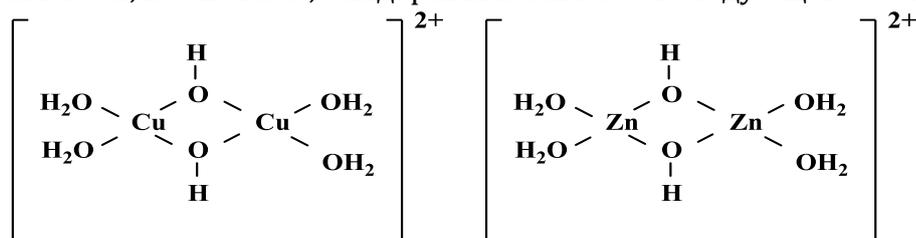
В настоящее время в литературе большое внимание уделяется исследованиям особенностей поведения нанодисперсных систем, которые выделились в самостоятельный класс коллоидно-химических объектов. В качестве нанодисперсных можно рассматривать системы различной химической природы в нанометровом диапазоне дисперсности, в том числе свободнодисперсные наноструктурные системы.

В этом плане создание наноразмерных экологически безопасных селективных активаторов и депрессоров дешевого неорганического происхождения взамен токсичным реагентам (цианидам) является актуальной задачей, так как применение новых и модификация традиционных флотореагентов, установление механизма

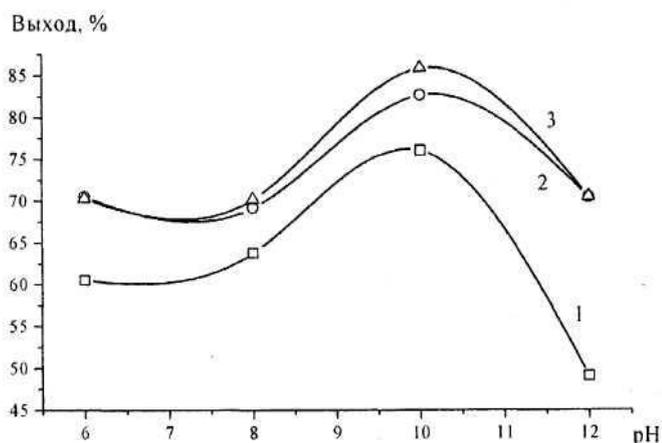
взаимодействия их с сульфидными минералами позволит повысить степень извлечения из руд цветных, благородных и редких металлов, обеспечить более широкое внедрение энергосберегающих технологий обогащения руд.

Найден оптимальный способ получения наноразмерного активатора на основе оксигидроксида меди (II) и депрессора оксигидроксида цинка. Рентгено-фазовым анализом и методом ИК-спектроскопии установлено, что активатор оксигидроксид меди (II) и депрессор оксигидроксида цинка находятся в различных формах, в основном, в виде биядерных комплексов. Дифференциальные кривые распределения частиц по размерам, определенные методом ультрацентрифугирования показали, что около 72 % частиц оксигидроксида меди (II) и 78 % оксигидроксида цинка составляют 67 и 78 нм соответственно. Установлено, что после ультразвуковой обработки положительные электрокинетические потенциалы частиц активаторов и депрессоров увеличиваются на 15-25 мВ.

Рентгенофазовым анализом и методом ИК-спектроскопии установлено, что активатор оксигидроксид меди (II), полученный из хлорида меди (II) и гидроксида натрия методом химической конденсации и депрессор оксигидроксид цинка находятся в трех формах: 1) в виде $\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{Cl}_2$, $\text{Zn}_2(\text{OH})_2\text{Cl}_2$; 2) в виде $\text{Cu}(\text{OH})\text{Cl}$, $\text{Zn}(\text{OH})\text{Cl}$ и 3) в виде $\text{Cu}_2(\text{OH})_3\text{Cl}$, $\text{Zn}_2(\text{OH})_3\text{Cl}$. Также они могут существовать в виде многоядерных гидрокомплексов, в основном, биядерных комплексов следующего состава:



С целью замены цианидного режима депрессии сфалерита на бесцианидный проводились опыты по флотуемости сфалерита с использованием нового наноразмерного депрессора – оксигидроксида цинка, который перед флотацией обрабатывался ультразвуком в течение трех минут. Проведенные опыты показывают, что в области $\text{pH} = 8,5-12$ и в случае цианидной технологии, и в случае применения нового депрессора наблюдается стабильная депрессия сфалерита. Установлено, что предлагаемый наноразмерный депрессор – оксигидроксид цинка не уступает по депрессирующему действию базовым депрессорам – сульфату цинка и цианиду натрия, при этом новый депрес-



1 – без активатора; 2 – CuSO_4 ; 3 – наноразмерный оксигидроксид меди (II)

Рисунок - Зависимость флотуемости сфалерита от pH среды без активатора и с различными активаторами

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

сор расходуется в 1,5-2 раза меньше по сравнению с классическим депрессором.

Исследования по флотации сфалерита с применением нового активатора наноразмерного оксигидроксида меди (II) показали, что извлечение сфалерита составило 85,9%, а в случае базового активатора - медного купороса - 82,7 % и без активатора - 76,06% (см. рисунок). При этом новый активатор расходуется почти в 2 раза меньше, по сравнению с базовым активатором.

Проведены исследования по определению оптимальных условий флотации при селекции полиметаллических руд в присутствии наноразмерного активатора цинковых минералов оксигидроксида меди в сравнении с общепринятым активатором медным купоросом. Результаты опытов представлены в таблице.

Схема флотации включала в себя основную медно-свинцовую флотацию с депрессией цинковых минералов, контрольную медно-свинцовую флотацию, две перечистки коллективного медно-свинцового концентрата, основную и контрольную цинковую флотацию, одну перечистку цинкового концентрата

Таблица - Результаты флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения с применением медного купороса и наноразмерного активатора

№ п/п	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %			
			Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
1	Zn концентрат	15,0	2,65	4,8	45,8	7,8	53,7	58,5	87,7	14,6
2	Пр.пр. 3	13,3	1,0	2,0	3,4	12,1	17,9	21,6	5,8	20,1
3	Пен. контр.	7,9	1,1	2,3	2,45	23,4	11,7	14,8	2,5	23,1
4	Хвосты	63,8	0,2	0,1	0,5	5,4	16,7	5,1	4,0	42,2
5	Хв. Cu-Pb фл.	100	0,74	1,23	7,83	8,0	100	100	100	100
Примечание: Расход нового активатора 400 г/т										
1	Zn концентрат	10,5	0,8	1,5	52,7	4,95	19,1	40,4	87,8	7,3
2	Пр.пр. 3	10,4	0,3	0,5	1,95	8,5	7,1	13,3	3,2	12,5
3	Пен. контр.	3,7	0,6	1,0	3,4	9,9	5,0	9,5	2,0	5,2
4	Хвосты	75,4	0,4	0,2	0,6	7,0	68,8	36,8	7,0	75,0
5	Хв. Cu-Pb фл.	100	0,44	0,39	6,3	7,05	100	100	100	100
Примечание: Расход нового активатора 200 г/т										
1	Zn концентрат	7,7	0,75	1,3	51,0	4,97	41,3	31,3	80,1	5,7
2	Пр.пр. 3	6,9	0,36	1,0	12,25	9,2	17,7	21,5	17,3	9,4
3	Пен. контр.	2,7	0,64	1,8	2,8	7,8	12,3	15,2	1,5	3,1
4	Хвосты	82,7	0,05	0,13	0,1	6,6	28,7	32,0	1,1	81,8
5	Хв. Cu-Pb фл.	100	0,14	0,32	4,9	6,7	100	100	100	100
Расход нового активатора 100 г/т										
1	Zn концентрат	14,9	0,93	1,6	33,85	12,3	46,1	56,7	91,2	25,9
2	Пр.пр. 3	7,3	0,31	0,41	0,48	8,86	7,5	7,1	0,6	9,1
3	Пен. контр. 2	5,6	0,68	1,42	1,94	19,5	12,7	18,9	1,9	15,4
4	Хвосты	72,2	0,15	0,1	0,48	4,87	33,7	17,3	6,3	49,6
5	Хв. Cu-Pb фл.	100	0,3	0,42	5,53	7,08	100	100	100	100
С активатором CuSO ₄ 800 г/т										

Расход медного купороса в базовом опыте составлял 800 г/т руды. Расход но-

вого наноразмерного активатора менялся от 100 до 400 г/т.

В результате опытов с применением традиционного активатора медного купороса получен цинковый концентрат, содержащий 33,85 % цинка при извлечении 91,2 %. Данный цинковый концентрат содержит 0,93 % меди и 1,6 % свинца. В случае использования наноразмерного активатора оксигидроксида меди установлен его оптимальный расход в основной цинковой флотации 200 г/т. В результате получен цинковый концентрат, содержащий 52,7 % цинка при извлечении 87,8 %. При этом цинковый концентрат содержит 0,8 % меди и 1,5 % свинца¹.

Полученные результаты исследований будут основой для создания эффективной технологии обогащения труднообогатимых полиметаллических руд. Разработанная технология позволит оптимизировать технологический процесс обогащения метаколлоидного полиметаллического сырья при использовании наноразмерных экологически безопасных селективных реагентов, обеспечивающий получение высококачественных кондиционных концентратов.

РЕАЛИЗАЦИЯ ПРИНЦИПА «СТРУКТУРА-СВОЙСТВО/АКТИВНОСТЬ-СВОЙСТВО» ДЛЯ НАПРАВЛЕННОГО ВЫБОРА РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ

Н.Л. Медяник

e-mail: chem@magtu.ru, Россия, г. Магнитогорск,
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ГОУ ВПО МГТУ им. Г.И. Носова)

Принцип «структура-свойство/активность-свойство» применительно к флотационным системам можно сформулировать следующим образом: молекулярные структуры соединений реагентов должны содержать активные реакционные центры и проявлять определённые свойства по отношению к извлекаемым ценным компонентам, которые, в свою очередь, имеют структуру и обладают свойствами, усиливающими избирательное воздействие применяемых реагентов во флотационных системах и обеспечивающими получение прочных соединений «субстрат-реагент».

Реализация данного принципа основана на установлении количественных соотношений между структурой, квантово-химическими параметрами, физико-химическими свойствами и реакционной способностью извлекаемых компонентов (субстратов) и извлекающих агентов (реагентов-собирателей). Установление таких соотношений необходимо для выявления параметров, ответственных за те или иные свойства веществ, обеспечивающих их высокую активность и селективность в

¹ Тусупбаев Н.К. Коллоидно-химические и депрессирующие характеристики наноразмерного оксигидроксида цинка // Комплексное использование минерального сырья. - 2008.- № 6.- С.56-65; Инновационный пат. 22030 РК.

Способ флотации полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды / Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В. и др.; опубл. 15.12.2009; Бюл. № 12.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

процессе флотации.

Одна из ключевых ролей в используемом принципе отводится квантово-химическим исследованиям, которые являются надежным инструментарием при изучении геометрии строения молекул, изучении особенностей межмолекулярных взаимодействий, анализе структуры сложных смесей веществ различного происхождения, моделировании флотационных процессов.

Экспериментальное определение физико-химических свойств нередко сопряжено со значительными трудностями, связанными как с самой техникой измерения, так и с получением вещества, его очисткой, возможной нестойкостью, токсичностью, агрессивностью и т.п. Оно требует больших затрат материальных средств, квалифицированного труда и времени.

Наличие расчетных квантово-химических методов исследования позволяет определять дескрипторы индексов реакционной способности субстратов и реагентов-собираателей (прежде, чем реагенты синтезированы, а их свойства измерены) и тем самым выбрать из многих ещё не изученных и даже не полученных соединений те, которые, согласно прогнозу, будут удовлетворять выдвинутым требованиям.

Кроме того, учитывая значительную роль стерического и энергетического факторов при взаимодействии субстрата и реагента, методами квантово-химического моделирования с привлечением современного программного комплекса NucleusChem 7,5 Pro возможна оптимизация геометрии молекул с выявлением наиболее конформационно-устойчивых структур.

При выборе реагентов-собираателей рациональным представляется использование следующего набора молекулярных дескрипторов – физико-химических, квантово-химических и структурных (формных, фрагментарных).

1. Физико-химические дескрипторы:

- ✓ для субстратов - pH извлечения металлов из водных растворов в сочетании с производением растворимости ПР их осаждаемых форм, позволяющие определить эффективные условия извлечения субстратов из многокомпонентной матрицы технологического раствора;
- ✓ для реагентов-собираателей – молярные массы $M_{\text{реаг}}$, температура застывания, плотность, вязкость кинематическая и динамическая, $K_{\text{дисс}}$ - константа диссоциации, критические концентрации мицеллообразования ККМ;
- ✓ для соединений субстрат-реагент – константа устойчивости образующегося сублата $K_{\text{уст}}$, оптимальное значение pH комплексообразования, энергия стабилизации катионов металлов полем лигандов ЭСПЛ по классификации Ирвинга-Уильямса.

2. Квантово-химические дескрипторы:

- ✓ для субстратов и реагентов - энергии верхней занятой ($E_{\text{ВЗМО}}$) и нижней свободной (вакантной) ($E_{\text{НСМО}}$) молекулярных орбиталей субстратов и реагентов, значения абсолютной жесткости η , абсолютной мягкости S и химического потенциала χ , молекулярный электростатический потенциал MEP , впервые рассчитанные значения глобальной I_E и локальной I_E^+ электрофильности субстратов на основе функции Фукуи f^+ , глобальной I_N и локальной I_N^- нуклеофильности реагентов на основе функции Фукуи f^- ;
- ✓ для соединений субстрат-реагент - энергии верхней занятой ($E_{\text{ВЗМО}}$) и нижней

свободной ($E_{НСМО}$) (вакантной) молекулярных орбиталей, значения абсолютной жесткости η , абсолютной мягкости S и химического потенциала χ , молекулярный электростатический потенциал MEP , количество водородных связей в молекулах, энергия переноса заряда ΔN , энергия комплексообразования $\Delta E_{комп}$.

3. Структурные дескрипторы:

- ✓ формные дескрипторы для субстратов, позволяющие определять их тип по классификации Льюиса (жесткая, промежуточная или мягкая кислота) и эффективные извлекаемые формы; они определяются по величине значений физико-химических (pH и PP) и квантово-химических дескрипторов ($E_{НСМО}$, η , MEP , I_E);
- ✓ фрагментные дескрипторы для реагентов-собирателей, использующиеся с целью определения их типов как оснований Льюиса и ионизированных форм в зависимости от присутствующих в них функционально-активных групп (ФАГ), позволяющих избирательно действовать на субстраты; они также определяются по величине значений физико-химических (pH и pK) и квантово-химических дескрипторов ($E_{ВЗМО}$, η , MEP , I_N).

Реализация принципа «структура-свойство/активность-свойство», установленные зависимости между структурой, квантово-химическими параметрами, физико-химическими свойствами и реакционной способностью субстратов и извлекающих агентов, анализ рекомендованных для практики ионной флотации меди и цинка из техногенного гидроминерального сырья, а также новых перспективных реагентов, позволили сформулировать требования, которым должны соответствовать реагенты-собиратели для ионной флотации меди и цинка, и определить оптимальные значения соответствующих дескрипторов:

- ✓ наличие в составе молекулы реагента активных нуклеофильных ($I_N \geq 1 \text{ эВ}^{-1}$) центров, способных к эффективному взаимодействию с субстратом с образованием прочных сублатов - малорастворимых внутрикомплексных соединений MeL . $PP(MeL) < PP(Me(OH)_n)$, $K_{уст}(MeL) > K_{уст}[Me(H_2O)_6](OH)_n$;
- ✓ близость значений $E_{НОМО}$ реагента и $E_{ЛУМО}$ субстрата для образования системы «субстрат-реагент» преимущественно по орбитально-контролируемому механизму, либо значительное различие значения $E_{НОМО}$ реагента и $E_{ЛУМО}$ субстрата, и, следовательно, возможность осуществления «жестко-жесткого» взаимодействия между субстратом и реагентом преимущественно по зарядо-контролируемому механизму;
- ✓ возможность реагента при селективном извлечении двух металлов реагировать с одним из них - субстратом I – преимущественно по орбитально-контролируемому, а с другим - субстратом II - преимущественно по зарядо-контролируемому механизму;
- ✓ высокое значение абсолютной жесткости реагента (η не менее 10 эВ);
- ✓ значение химического потенциала реагента χ в интервале от - 4 до - 5 эВ;
- ✓ наличие в извлекаемых системах «субстрат-реагент» нескольких внутримолекулярных водородных связей (не менее трех), способствующих повышению их устойчивости;
- ✓ степень переноса заряда ΔN образующихся систем «субстрат-реагент», характеризующая их прочность, должна иметь значение не менее 0,5.

В ходе проведенных квантово-химических расчетов было установлено, что всем вышеперечисленным требованиям удовлетворяют сложные эфиры терефта-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

левой кислоты, в частности, моноэтиленгликольтерефталат (MonoEtgl-tPht) и диэтиленгликольтерефталат (DiEtgl-tPht) значения квантово-химических дескрипторов которых приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Рассчитанные дескрипторы индексов реакционной способности молекул реагента-собираателя

Соединение	$E_{НОМО}$, эВ	$E_{ЛУМО}$, эВ	η , эВ	χ , эВ	I_N , эВ	$\Gamma_{N(O)}$, эВ
MonoEtgl-tPht	-10,538	1,201	11,739	-4,669	1,076	O=(C) 0,319
						-O(H) 0,272
DiEtgl-tPht	-10,621	1,256	11,877	-4,683	1,083	O=(C) 0,327
						-O(H) 0,272

Оба реагента имеют индексы глобальной нуклеофильности $I_N > 1$ эВ, значения абсолютной жесткости η не менее 11,7 эВ и химического потенциала $\chi > -4,6$ эВ.

Активный нуклеофильный центр молекулы асимметричного строения MonoEtgl-tPht, расположенный в карбоксильной частице $-COOH$, будет обуславливать взаимодействие в кислой среде с аквакатионами $[Zn(H_2O)_n]^{2+}$ (субстратом I) преимущественно по орбитально-контролируемому механизму ($\eta=11,136$ эВ), так как $E_{НОМО}$ MonoEtgl-tPht (-10,538 эВ) и $E_{ЛУМО}$ ионов Zn^{2+} (-9,650 эВ) близки по значению.

Нуклеофильные центры двух симметричных сложноэфирных группировок $-COO-$ молекулы DiEtgl-tPht, будут способствовать образованию с $Cu(OH)_2$ (субстратом II) в щелочной среде прочных малорастворимых внутрикомплексных соединений преимущественно по зарядо-контролируемому механизму ($\eta=8,111$ эВ), так как $E_{НОМО}$ DiEtgl-tPht и $E_{ЛУМО}$ $Cu(OH)_2$ значительно отличаются и составляют, соответственно, -10,621 эВ и -0,275 эВ.

Таким образом, если MonoEtgl-tPht и DiEtgl-tPht ввести в состав комплексного флотореагента, то в процессе нейтрализации кислых технологических растворов могут быть созданы условия для поэтапного селективного выделения из них цинка - в кислой среде, меди - в щелочной среде.

Долю различных форм гидроксокомплексов металлов в технологических растворах в зависимости от величины pH рассчитывали на основании констант ионизации основных солей и гидроксидов металлов; долю протонированных форм реагентов - на основании констант ионизации соответствующих кислот и оснований.

На основании расчета комплекса дескрипторов субстратов и реагентов установлено: для цинкового субстрата эффективной извлекаемой формой при pH 2-3 являются аквакатионы $[Zn(H_2O)_4]^{2+}$, извлекающий реагент - MonoEtgl-tPht - при этих условиях находится в непротонированной форме; в интервале pH 7-8 медный субстрат находится в форме гидроксида $Cu(OH)_2$, а извлекающий его реагент - DiEtgl-tPht - полностью протонирован.

Анализ значений молекулярных дескрипторов субстратов - катионов цинка и меди (II), реагентов, а также продуктов их взаимодействия с субстратами позволил также провести моделирование процессов образования ряда возможных молекулярных систем «субстрат-реагент» с участием цинка в кислой среде и с участием меди в щелочной среде. Определено, что наиболее энергетически и конформационно устойчивые системы «субстрат-реагент» имеют состав $[Cu(H_2O)_2]-(DiEtgl-tPht)_2$ и $[Zn(H_2O)_4]-(Mono-Etgl-tPht)_2$, рассчитанные значения $PP_{КОМПЛ.}$ для них, соответствен-

но, равны $1,60 \cdot 10^{-21}$ и $1,85 \cdot 10^{-13}$.

Рассчитанные значения их квантово-химических дескрипторов этих молекулярных систем «субстрат-реагент» приведены в таблица 2.

Таблица 2 - Рассчитанные значения квантово-химических дескрипторов реакционной способности устойчивых систем «субстрат-реагент»

Квантово-химические дескрипторы	Системы «субстрат-реагент»	
	[Cu(H ₂ O) ₂]-[DiEtgl-tPht] ₂	[Zn(H ₂ O) ₄]-[MonoEtgl-tPht] ₂
E _{НОМО} , эВ	-7,035	-10,215
E _{ЛУМО} , эВ	1,076	0,921
η, эВ	8,111	11,136
ΔN	0,695	0,515
E _{КОМПЛ.} , ккал/моль	-339,11	-159,18

Таким образом, установлена возможность прогнозирования активности реагентов-собирателей для извлечения тяжелых металлов из гидротехногенного сырья методом ионной флотации на основе особенностей механизма их взаимодействия с извлекаемыми субстратами, выявления структуры образующихся систем «субстрат-реагент» в соответствии с принципом «структура-свойство/активность-свойство» на основании совокупности значений квантово-химических, физико-химических и структурных дескрипторов реагентов, субстратов и извлекаемых систем «субстрат-реагент».

Обоснованность данного вывода подтверждена апробацией комплексного реагента, представляющего смесь MonoEtgl-tPht и DiEtgl-tPht в соотношении 1:1, на кислых подотвальных водах ОАО «Гайский ГОК» с исходными концентрациями C_{Zn}=164 мг/л, C_{Cu}=248 мг/л; подтверждены его высокая эффективность и селективность в процессе ионной флотации - извлечение цинка при pH 2-3 достигает 90,65%, извлечение меди при pH 7-8 – 95,78 %.

ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИИ С РАЗОМКНУТЫМИ СХЕМАМИ

Ю.П. Морозов, В.В. Морозов¹

e-mail: tails2002@inbox.ru, Россия, г. Екатеринбург

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский государственный горный университет» (ГОУ ВПО УГГУ)

¹e-mail: dchmggu@mail.ru, Россия г. Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ГОУ ВПО МГГУ)

При флотации чаще всего используются замкнутые канонические схемы, в которых промпродукты направляются в предыдущие операции флотации. Объем циркулирующих продуктов для развитых схем флотации составляет значительную величину, которая в отдельных случаях на порядок превышает объемный расход ис-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ходного питания схемы.

Наличие циркулирующих продуктов, с одной стороны, приводит процесс флотации к более стабильному состоянию, повышает вероятность флотации частиц извлекаемого компонента, которые по той или иной причине не попали в пенный продукт. С другой стороны, циркулирующие продукты приводят к увеличению машиноёмкости схемы, увеличивают время нахождения отдельных частиц в пульпе, что отрицательно сказывается на показателях флотации. Так, для сульфидных минералов длительное нахождение в аэрированной пульпе приводит к окислению поверхности частиц и, за счёт этого, к снижению флотуемости. Окисленная фракция флотуемых минералов теряется с хвостами, снижая показатели флотации.

Альтернативным путем является использование разомкнутых схем, в которых исключаются циркулирующие потоки. Формирование разомкнутой схемы представляется следующим образом.

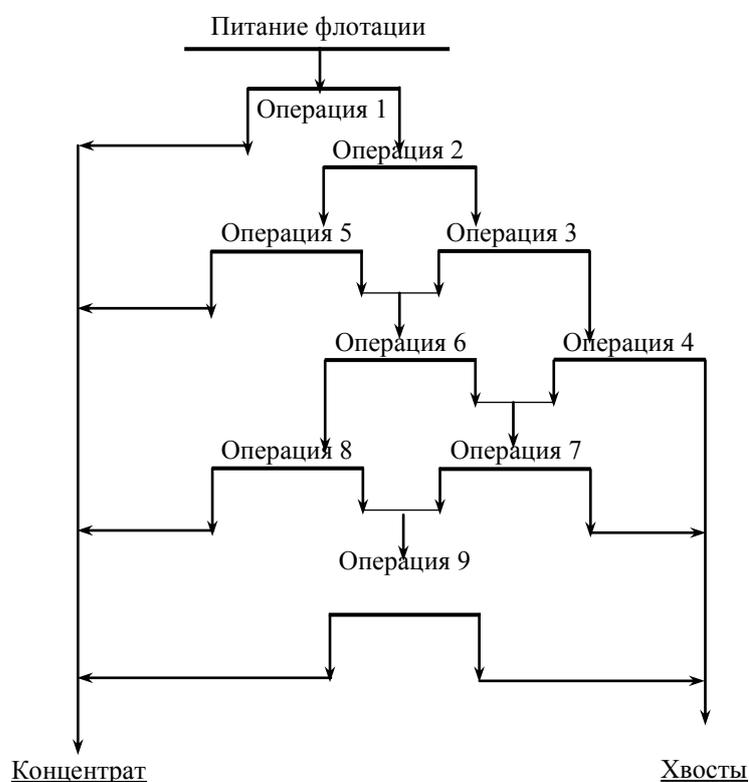


Рисунок 1 - Вариант разомкнутой схемы флотации

На первом этапе формируется первая линия флотации, обеспечивающая получение в камерном продукте отвальных хвостов. Затем по фронту флотации пенные продукты группируются в разнокачественные потоки. В начале первой линии флотации выделяется пенный продукт кондиционного качества.

Далее по фронту флотации формируется несколько потоков пенных продуктов, которые подвергаются перечистным операциям флотации. Варианты разомкнутых схем могут отличаться друг от друга количеством разнокачественных пото-

ков и точками объединения продуктов разделения для последующей флотации.

Для примера на рисунке 1 приведён вариант разомкнутой схемы флотации, а на рисунке 2 показана схема движения пульпы по операциям флотации. В связи с большим количеством операций в разомкнутой схеме флотации целесообразно при компоновке флотомашин обеспечивать самотёк продуктов.

Промышленные испытания первой линии разомкнутой схемы флотации проведены на Сибайской обогатительной фабрике при переработке медной руды. Выполнена оценка работы 35 камер при производительности 50 и 100 т/ч при дробной подаче собирателя в первую, седьмую и двадцать первую камеры.

Установлено, что дробная подача собирателя приводит к ступенчатому формированию качества пенных продуктов, что облегчает формирование разнокачественных потоков и обеспечивает высокие показатели флотации. Так, в первой операции кондиционный концентрат с массовой долей 17,4 % в разомкнутой схеме получается при извлечении в него меди около 50 %. В аналогичных условиях замкнутой схемы флотации при подаче в “голову” флотации хвостов первой перечистной флотации и концентрата контрольной флотации такое качество концентрата обеспечивается при извлечении меди в него около 16 %.

Результаты моделирования разомкнутых схем флотации, применительно к переработке различных медных руд, свидетельствуют об их высокой эффективности по отношению к замкнутым схемам. Извлечение меди в концентрат в разомкнутых схемах флотации выше, чем в замкнутых схемах, на 5-10 %.

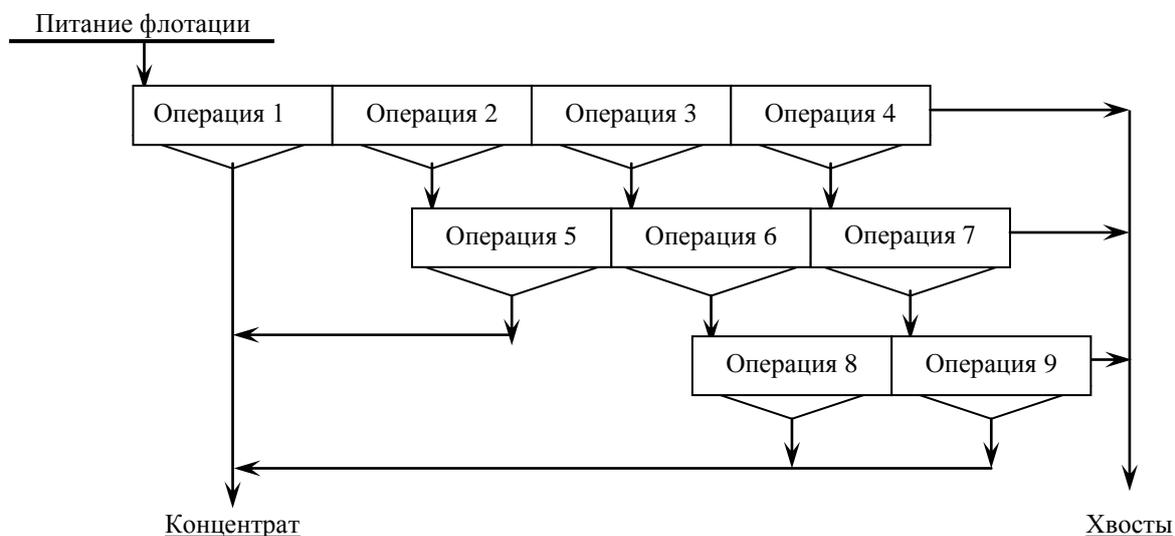


Рисунок 2 - Схема движения пульпы по операциям флотации разомкнутой схемы

Разомкнутые схемы флотации весьма чувствительны к колебаниям по производительности и характеристикам исходного питания. Изменение производительности по исходному питанию, массовой доли и флотирuemости ценного компонента напрямую отражается на конечных показателях. Для компенсации этих колебаний необходимо формирование гибкой автоматизированной технологии. Оптимальное управление флотацией предлагается осуществлять с помощью локальных автоматизированных систем управления выходами исходного питания и продуктов по

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

фронту флотации на основе результатов оперативного контроля массовой доли ценного компонента в продуктах флотации и концентрации собирателя в жидкой фазе пульпы.

Задача регулирования объемного расхода и плотности пульпы в головные камеры флотационных машин решена на многих обогатительных фабриках. В качестве примера можно привести схему регулирования потока питания коллективной флотации на фабрике "Сальвадор", Чили (рисунок 3).

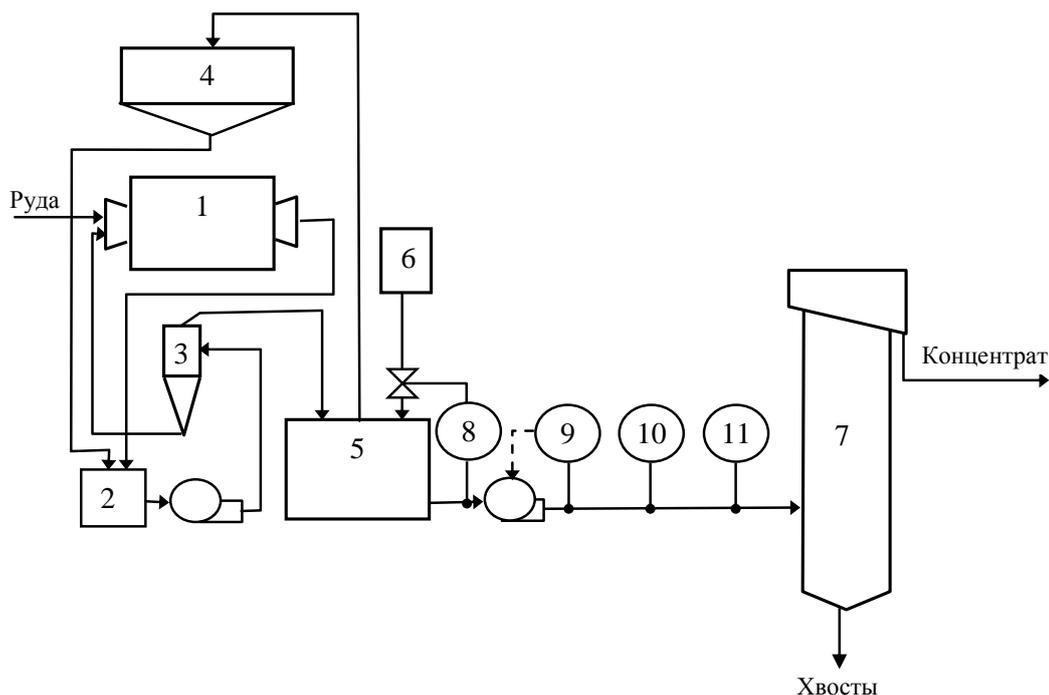


Рисунок 3 - Система регулирования питания колонных флотомашин на фабрике «Сальвадор»:

1 - мельница; 2 - зумпф; 3 - гидроциклон; 4 - сгуститель; 5 - расходный зумпф; 7 - колонные машины; 8 - датчик pH пульпы; 9 - регулятор расхода исходного питания колонных флотомашин; 10 - датчик плотности пульпы; 11 - погружные анализаторы содержания металлов в твердом

Примененная система автоматического регулирования обеспечивает подачу во флотационные машины стабильного по объемному расходу, плотности и щелочности среды потока пульпы. Применение большеобъемного расходного бака (5) решает задачу усреднения входного потока по содержаниям ценных компонентов и гранулометрическому составу пульпы.

Похожая система регулирования исходного потока пульпы на флотационные машины успешно применяется на обогатительной фабрике Ковдорского ГОКа. В результате стабилизации исходного питания достигается существенное повышение технологических показателей апатитовой флотации.

Применение разомкнутой схемы требует оперативного воздействия на технологический процесс, и, следовательно, оперативного анализа вещественного состава

ва твердой фазы пульпы. Решение задачи оперативного анализа вещественного состава пульпы возможно на основе применения современных погружных рентгенофлуоресцентных анализаторов. Такие анализаторы выигрывают спор у централизованных станций отбора и анализа пульпы вследствие наличия у последних неустраняемых затруднений при обеспечении отбора и доставки представительной пробы и вследствие удешевления моноблочных конструкций измерительных узлов поточных анализаторов.

Многолетний опыт применения погружных изотопных анализаторов «AMDEL» фирмы «Termogammaelectronic» на СП «Эрдэнэт» показал их достаточную надежность и эффективность. Имеется положительный опыт применения изотопных поточных анализаторов фирмы «ВНИИТФА» на Учалинском ГОКе.

Оригинальное решение задачи повышения надежности анализаторов, использующих рентгеновские трубки, предложено фирмой «Элскорт». Для обеспечения необходимых условий функционирования электронные блоки анализаторов размещены на некотором удалении от флотооборудования и связаны с ними локальными системами прободоставки, работающими в замкнутом цикле. Такой вариант является компромиссным между централизованными и поточными системами анализа и позволяет реализовать преимущества, характерные для этих систем.

Оснащение схемы флотации системами оперативного вещественного состава продуктов обогащения является основой для систем оптимизационного управления реагентными режимами флотации. Открытые схемы являются предпочтительными объектами для автоматического управления, нежели системы с замкнутыми циклами, вследствие значительно меньшей постоянной времени и времени запаздывания.

ФЛОТАЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ

А.А. Лавриненко, Л.М. Саркисова, Э.А. Шрадер, Н.И. Глухова

e-mail: lavrin_a@mail.ru. Россия, г. Москва

Учреждение Российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

При обогащении медно-никелевой руды на Талнахской обогатительной фабрике по селективно-коллективно-селективной схеме в голове технологического процесса выделяются бедные по содержанию благородных металлов и сульфидов отвальные хвосты. Проведенные на Норильском комбинате исследования показали, что они могут применяться для приготовления закладочной смеси вместо специально добываемых на комбинате скальных пород (Малинин А.М. и др., 2007). Это позволит снизить затраты на закладочные работы и экологическую нагрузку на окружающую среду. Однако, ввиду наличия в отвальных хвостах сульфидной серы до 8% и металлов платиновой группы (МПГ) в сумме до 1,2 г/т, необходимо их предварительное извлечение для того, чтобы избежать потерь ценных компонентов, и снизить содержание в материале, идущем на приготовление закладочной смеси, вредной примеси – сульфидной серы.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Методом оптической микроскопии с помощью металлографического микроскопа OLYMPUS BX-51M в отраженном свете¹ определено, что основным сульфидным минералом хвостов является пирротин (10% от общей массы хвостов), который находится преимущественно в виде свободных зёрен.

Дисперсионный и химический анализ пробы отвальных хвостов ТОФ показал, что наибольшее количество цветных металлов, железа и серы (около 62% никеля, 54% меди, 64% серы и 56% железа) сосредоточено в классе -40 мкм, выход которого составляет 49%. По содержанию сульфидной серы (около 9%) и цветных металлов это наиболее богатая фракция. Содержание платины составляет около 0,4 г/т, она равномерно распределяется по классам крупности. Палладий на 57% сосредоточен в класс -40 мкм при содержании 1,35 г/т, а концентрация его в хвостах составляет около 1 г/т.

Потери платины в отвальных хвостах, по имеющимся оценкам, обусловлены высокой долей платины негравитационной крупности, а также нахождением ее в бедных сростках с рудными минералами. Особенно велики потери палладия и золота, которые при гравитационном обогащении извлекаются неохотно, так присутствуют преимущественно в виде дисперсной или изоморфной примеси в сульфидах и нерудных минералах (Брагин И.В., Свиридова М.Л., 2009).

Исследовалась возможность снижения содержания сульфидной серы в отвальных хвостах обогащения богатой медно-никелевой руды путем флотации сульфидных минералов и сопутствующих им платиноидов в коллективный сульфидный продукт для последующей переработки.

Учитывая непрочность образующихся на поверхности пирротина адсорбционных слоев основного собирателя сульфидов - бутилового ксантогената из-за легкой окисляемости минерала определялось влияние дробной подачи собирателя на показатели флотации.

При расходе бутилового ксантогената 300 г/т извлечение сульфидной серы в сульфидный концентрат, содержащий 20,8% серы, составило 88,77%. Качество хвостов по сульфидной сере - 0,9%. Дробная подача реагента (трехкратная по 100 г/т) позволяет повысить извлечение сульфидной серы на 5% до 93,86% и снизить содержание серы в хвостах с 0,9 до 0,5%. Извлечение Pd в сульфидный концентрат в опыте с дробной подачей бутилового ксантогената составило около 60% при содержании 2,1 г/т, а извлечение платины - 29%.

Для повышения извлечения платины был использован дополнительный собиратель - выпускаемый фирмой Cytec Industries Inc реагент Aerophine 3418A, содержащий более 95% диизобутилдитиофосфината натрия и следы триизобутилфосфинсульфида. Применение Aerophine 3418A в сочетании с бутиловым ксантогенатом при соотношении 3:1 и общем расходе 350 г/т позволило повысить извлечение платины до 45%. По-видимому, низкое извлечение платины из отвальных хвостов обогащения связано с нахождением ее в труднофлотируемых формах.

Низкая эффективность флотации пирротина, с которым связаны потери МПГ, из отвальных хвостов обогащения связана также с преобладанием тонких частиц пирротина и выражается в неудовлетворительной селективности процесса разделения и малой скорости флотации. Повышение эффективности флотации шламов

¹ Выполнено инж. А.Н. Красновым в центре изучения природного вещества УРАН ИПКОН РАН

может быть достигнуто за счет их укрупнения с помощью селективной флокуляции.

Исследована возможность флокуляции тонких частиц основного рудного минерала отвалных хвостов ТОФ – пирротина, гидрофобным и частично гидрофобными полимерами.

В качестве частично гидрофобных полимеров был выбран полиоксиэтилен (ПОЭ) компании Dow Chemical флокулянт марки WSR 301 со средней молекулярной массой (4 млн) и неионогенный полиакриламид с высокой молекулярной массой марки Magnafloc 351 компании Ciba. Из гидрофобных полимеров был испытан бутадиен-стирольный сополимер СКС-30 ОХ, представляющий собой водную эмульсию, стабилизированную олеатом калия. Механизм действия этого флокулянта связан с образование прочных каучуковых нитей между частицами минерала.

Флокуляция суспензии тонко измельченного пирротина (90% класса -10 мкм), крупность которого контролировалась на лазерном анализаторе размеров частиц 'analysette 22', оценивалась по изменению светопропускания суспензии на спектрофотометре Specord M 400.

Установлено, что СКС-30 ОХ обладает высокой флокулирующей способностью по отношению к шламам пирротина, которая возрастает при предварительной гидрофобизации поверхности минерала бутиловым ксантогенатом. Практически полная флокуляция пирротина бутадиен-стирольным сополимером (85-90% светопропускания) достигается при его концентрации 1 мг/л (рисунок 1).

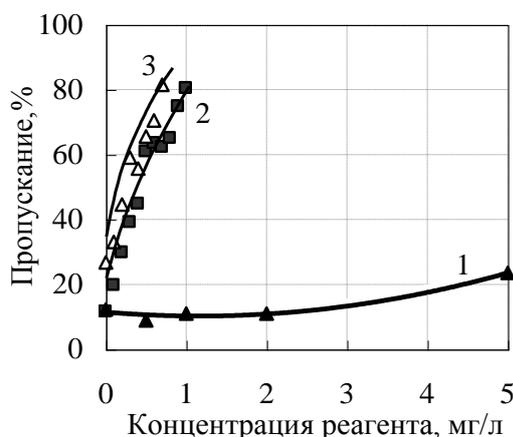


Рисунок 1 - Зависимость светопропускания суспензии пирротина от концентрации реагентов:
1 – бут. ксантогенат; 2 - СКС-30 ОХ; 3 – СКС-30 ОХ в присутствии 5 мг/л бут. ксантогенат

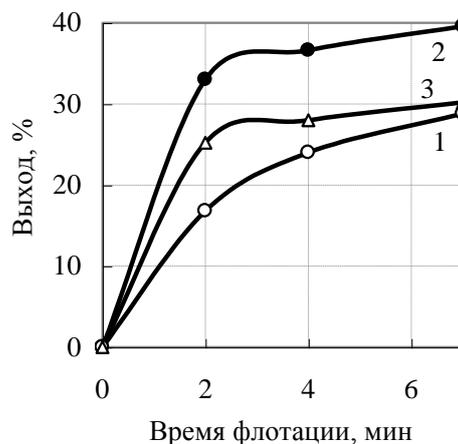


Рисунок 2. Кинетика флотации пирротина при использовании флокулянта:
1- 5 мг/л бут. ксантогената; 2 - 5 мг/л бут. ксантогената, 0,5 мг/л СКС-30 ОХ; 3 - 5 мг/л бут. ксантогената, 5 мг/л ПОЭ

Частично гидрофобный Magnafloc оказывает меньшее влияние на флокулообразование пирротина. Наибольшее светопропускание – 60% наблюдается при концентрации, равной 0,7 мг/л. В присутствии 5 мг/л бутилового ксантогената, флокуляция пирротина под действием Magnafloc возрастает.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Полиоксиэтилен не оказывает существенного влияния на флокуляцию пирротина: максимальное светопропускание суспензии -35% достигнуто при концентрации реагента 0,32 мг/л. Добавки бутилового ксантогената незначительно улучшают флокулообразование пирротина.

Таким образом, выявлено преимущество флокулирующего действия, основанного на гидрофобном взаимодействии бутадиен-стирольного сополимера СКС-30 ОХ и его влиянию на флотацию шламов пирротина бутиловым ксантогенатом по сравнению с частично гидрофобными полимерами ПОЭ и Magnafloc 351.

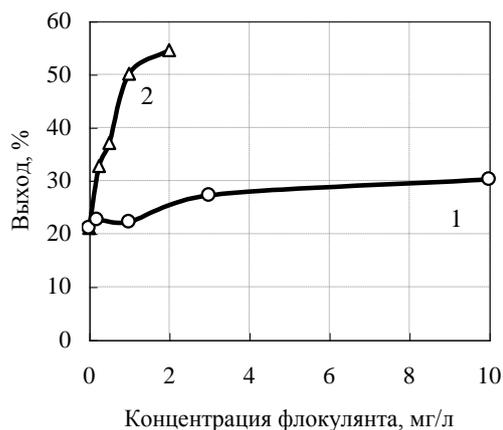


Рисунок 3 - Зависимость выхода концентрата от концентрации флокулянтов в присутствии 5 мг/л бутилового ксантогената:
1 – ПОЭ; 2 – СКС-30 ОХ

Флотационные исследования пирротина крупностью 40+0 мкм при концентрации бутилового ксантогената 5 мг/л показали, что сополимер СКС-30 ОХ при концентрации 0,5 мг/л способствуют увеличению скорости флотации пирротина (рисунок 2) и выхода концентрата.

Флокулянт ПОЭ (5мг/л) практически не влияет на конечный выход концентрата (рисунок 3), но способствует увеличению скорости флотации в первые минуты. Повышение концентрации СКС-30 ОХ до 2 мг/л приводит к повышению выхода концентрата с 21 до 55 % (рисунок 3). При флотации шламов пирротина в присутствии Magnafloc 351 (0,5 мг/л) прирост выхода концентрата составляет 13 %.

Способ селективной флокуляции гидрофобным бутадиен-стирольным сополимером СКС-30 ОХ был применен для повышения эффективности флотации сульфидов из труднообогатимой шламовой фракции (-40 мкм) отвальных хвостов обогащения ТОФ. Добавки сополимера СКС-30 ОХ в количестве 300 г/т во флотацию шламовой фракции позволяют снизить расход бутилового ксантогената с 400 до 200 г/т.

В результате проведенных исследований выявлена возможность флотационного извлечения до 93,8% серы, 60% палладия и 45% платины в сульфидный концентрат для последующей переработки и снижения содержания серы в отвальных хвостах обогащения богатой медно-никелевой руды до 0,5%, что позволит использовать их для приготовления закладочной смеси.

Применение новой композиции реагентов с гидрофобным сополимером СКС-30 ОХ для флотации шламовой части хвостов позволяет снизить расход собирателя и повысить скорость флотации.

ТЕОРЕТИЧЕСКОЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ РЕСУРСОБЕРЕГАЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ СНИЖЕНИЯ

ВЛАЖНОСТИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Г.Ю. Гольберг, В.Е. Вигдергауз

e-mail: gr_yu_g@mail.ru, vigderg@mail.ru, Россия, г. Москва

Учреждение Российской академии наук "Институт проблем комплексного освоения недр РАН" (УРАН ИПКОН РАН)

Современные технологии обогащения минерального сырья реализуются, как правило, с применением значительных объёмов воды. На углеобогащительных фабриках удельный расход воды составляет в среднем 3-4 м³/ч на 1 т рядового угля. Следовательно, в технологическом комплексе обогатительных предприятий должны быть предусмотрены операции по разделению воды и твёрдой фазы продуктов обогащения с целью предотвращения сброса загрязнённых вод в окружающую среду и возврата в линию оборотного водоснабжения возможно большего количества воды с минимальным содержанием твёрдого.

На практике суспензии тонкодисперсных продуктов обогащения разделяют, как правило, седиментацией, фильтрованием, центрифугированием.

Наиболее действенным способом интенсификации названных технологий является применение синтетических полимерных флокулянтов. Однако, вплоть до настоящего времени свойства минеральных суспензий, обработанных флокулянтами, изучены сравнительно мало, и это существенно затрудняет возможность управления свойствами данных систем (далее по тексту именуемых флокуляционными структурами).

Минеральный состав продуктов обогащения углей характеризуется содержанием большого количества компонентов с различными свойствами. Так, во флотационных концентратах преобладают сравнительно гидрофобные частицы, имеющие невысокий по абсолютной величине потенциал поверхности.

В отходах флотации содержатся преимущественно гидрофильные глинистые минералы (монтмориллонит, каолинит, хлорит и др.) с высоким по абсолютной величине потенциалом поверхности, склонные к набуханию и самопроизвольной деформации в водной среде.

В результате на практике часто не обеспечиваются требуемые значения технологических показателей разделения суспензий, что приводит к неоправданному увеличению расхода флокулянтов, снижению производительности оборудования водно-шламового блока, увеличению влажности обезвоженных продуктов обогащения, содержания твёрдой фазы в оборотной воде и другим неблагоприятным последствиям.

Цель настоящей работы заключается в определении строения агрегатов, образующихся при флокуляции суспензий продуктов обогащения, а также возможности регулирования свойств данных агрегатов путём механических воздействий. Для выполнения поставленной цели в настоящей работе предусматривалось проведение следующих экспериментальных исследований:

- ✓ определение структуры флокул методом оптической микроскопии с цифровой обработкой изображения;
- ✓ выявление закономерностей распределения влаги во флокулах по видам (связанная в гидратных оболочках частиц твёрдой фазы и макромолекул полиме-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- ра; иммобилизованная в пространстве между частицами);
- ✓ изучение влияния механических воздействий на влажность и геометрические параметры флокул.

Опыты проводились с пробами тонкодисперсных продуктов обогащения углей: шламов, концентратов и отходов флотации. Твёрдая фаза названных продуктов характеризуется полидисперсностью (крупность частиц в пределах от 0,3 до 500 мкм). Минеральный состав: во флотационных концентратах преобладает уголь, в отходах флотации – кварц, монтмориллонит, каолинит, хлорит. Применялись неионогенные и анионоактивные флокулянты на основе полиакриламида.

Для определения строения флокул были выполнены опыты по осаждению отходов флотации углей анионоактивным полимером.

Установлено, что частицы крупностью свыше 1 мкм агрегируются по ортокINETическому механизму в течение нескольких долей секунды; скорость осаждения образующихся флокул достигает 7 мм/с. Частицы субмикронной крупности образуют флокулы по перикинетическому механизму за время порядка 400-600 с; скорость осаждения – не свыше 0,5 мм/с.

Агрегаты ортокINETической и перикинетической флокуляции отличны по строению: первые состоят из нескольких частиц крупностью свыше 1 мкм, связанных по мостиковому принципу макромолекулами полимера; вторые, предположительно, включают одну макромолекулу и несколько десятков субмикронных частиц.

Общая влажность флокул, определённая путём фильтрования под вакуумом в тонком слое, составила:

- ✓ для угольных флотационных концентратов – 25-30 %;
- ✓ для отходов флотации углей – 30-35 %.

При этом доля воды, связанной в гидратных оболочках (от общего количества воды во флокуле), составила:

- ✓ для макромолекул флокулянта – не более 0,1 % (значение определено методом диэлектрической спектроскопии);
- ✓ для частиц твёрдой фазы – не более 0,9 % (значение рассчитано исходя из величины потенциала поверхности φ).

Следовательно, не менее 99 % воды во флокулах иммобилизовано в пространстве между частицами твёрдой фазы.

Поскольку сфлокулированные суспензии тонкодисперсных продуктов обогащения углей обезвоживают, как правило, фильтрованием, то очевидно, что с увеличением количества влаги, иммобилизованной во флокулах, возрастает влажность обезвоженного осадка. Поэтому представляется целесообразным осуществление обработки сфлокулированной суспензии перед фильтрованием таким образом, чтобы снизить влажность флокул, не допуская их деструкции.

В связи с этим представляют несомненный интерес работы М. Юзы¹, которым установлено, что при воздействии на флокулу неуравновешенной системы сил часть иммобилизованной влаги удаляется из флокулы (так называемый механический синерезис). Однако, до настоящего времени закономерности данного процесса не определены в аналитическом виде.

¹ в частности: Yusa, M. Mechanisms of pelleting flocculation / M. Yusa // International Journal of Mineral Processing. – 1977, № 4. – P. 293-305

Теоретическое исследование механического синерезиса флокул позволило вывести кинетическое уравнение, описывающее зависимость влажности флокул от времени и от гидродинамических параметров процесса.

Анализ режимов течения суспензии позволил сделать следующий вывод: флокулы в большей степени подвержены воздействиям неуравновешенной системы сил при движении потока по криволинейной траектории по сравнению с прямолинейной (за счёт возникновения центробежной силы). Поэтому опыты по моделированию механического синерезиса флокул осуществляли на лабораторном стенде с движением суспензии по окружности.

В ходе эксперимента варьировали дозировку флокулянта, время обработки и градиент скорости потока. Обработанную суспензию обезвоживали фильтрованием под вакуумом и определяли значения влажности и удельного объёмного сопротивления осадка.

По результатам исследований установлено, что минимальные значения влажности и удельного объёмного сопротивления осадка тонкодисперсных продуктов обогащения углей достигаются при обработке сфлокулированной суспензии за время 90-120 с и градиенте скорости 0,1-0,2 с⁻¹.

Таким образом:

1) установлено, что при добавлении флокулянта к суспензиям отходов флотации угля частицы крупностью свыше 1 мкм агрегируются по ортокинетическому механизму в течение нескольких долей секунды; скорость осаждения образующихся флокул достигает 7 мм/с.

Частицы субмикронной крупности образуют флокулы по перикинетическому механизму за время порядка 400-600 с, характеризующиеся скоростью осаждения не свыше 0,5 мм/с. Агрегаты ортокинетической и перикинетической флокуляции отличны по строению: первые состоят из нескольких частиц крупностью свыше 1 мкм, связанных по мостиковому принципу макромолекулами полимера; вторые, предположительно, включают одну макромолекулу и несколько десятков субмикронных частиц.

2) влажность флокул составляет:

- ✓ для угольных флотационных концентратов – 25-30 %;
- ✓ для отходов флотации углей – 30-35 %.

3) Вода во флокулах распределена следующим образом:

- ✓ не менее 99 % – иммобилизовано в пространстве между частицами твёрдой фазы;
- ✓ до 0,1 % связано в гидратных оболочках макромолекул флокулянта и до 0,9 % – в гидратных оболочках частиц твёрдой фазы.

4) при движении потока сфлокулированной суспензии по криволинейной траектории вследствие воздействия на флокулы неуравновешенной системы сил происходит выделение (синерезис) части воды из флокул. В результате при обезвоживании обработанной таким образом суспензии может быть достигнуто снижение влажности осадка до 2 % (абс.) по сравнению с суспензией, не подвергавшейся механической обработке.

ОЦЕНКА ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ МОНОПРОИЗВОДНЫХ ДИКАРБОНОВЫХ КИСЛОТ

НА ОСНОВЕ КВАНТОВО-МЕХАНИЧЕСКИХ РАСЧЕТОВ

Г.В. Митрофанова, П.М. Соложенкин¹, В.А.Иванова

e-mail: gega@goi.kolasc.net.ru, Россия, г.Апатиты

Учреждение Российской академии наук

Горный институт Кольского научного центра РАН (ГоИ КНЦ РАН)

¹e-mail: solozhenkin@mail.ru, Россия, г.Москва

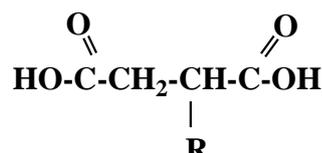
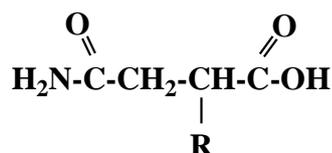
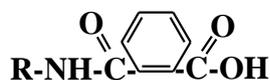
Учреждение Российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр (ИПКОН РАН)

Модификация гидрофобной части молекулы карбоксильного собирателя – путь создания более эффективных, нечувствительных к солям жесткости реагентов для флотации кальцийсодержащих минералов.

Введение второй функциональной группировки в β-положение к группе -COOH легко осуществляется реакцией ангидридов α,β-дикарбоновых кислот с различными нуклеофильными агентами.

Осуществлен синтез моноалкиловых эфиров и моноалкиламинов янтарной (R-ЭЯ, R-НЯ), моноалкиловых эфиров и моноалкиламинов орто-фталевой (R-ЭФ, R-NФ) кислот и монометиловых эфиров (ЭФК-R-C₁) и моноамидов (R-АК) алкил-(алкенил)янтарных кислот с различной величиной углеводородного радикала R:



Установлено, что природа гетероатома функциональной группировки влияет на флотационные свойства рассматриваемых соединений.

Представляло интерес рассмотреть возможность с помощью квантово-механических расчетов установить взаимосвязь параметров молекул с их собирательными свойствами.

Методом компьютерного моделирования в программе Chem 3D были построены трехмерные шаростержневые модели синтезированных реагентов (рисунок 1), рассчитаны общие энергетические параметры молекул исследуемых соединений и распределение зарядов на атомах углеводородной цепи и функциональных группировок.

Анализ данных таблицы 1 показывает, что значительно большей стерической энергией обладают монопроизводные орто-фталевой кислоты, характеризующиеся жесткозакрепленной геометрией молекулы (молекулы C₁₆-NФ и C₁₆-ЭФ – плоские, карбонильные связи C=O обеих функциональных групп сопряжены с единой π-

системой бензольного кольца).

Основной энергетический вклад вносят изменение валентных углов и Ван-дер-Ваальсовские взаимодействия близлежащих атомов.

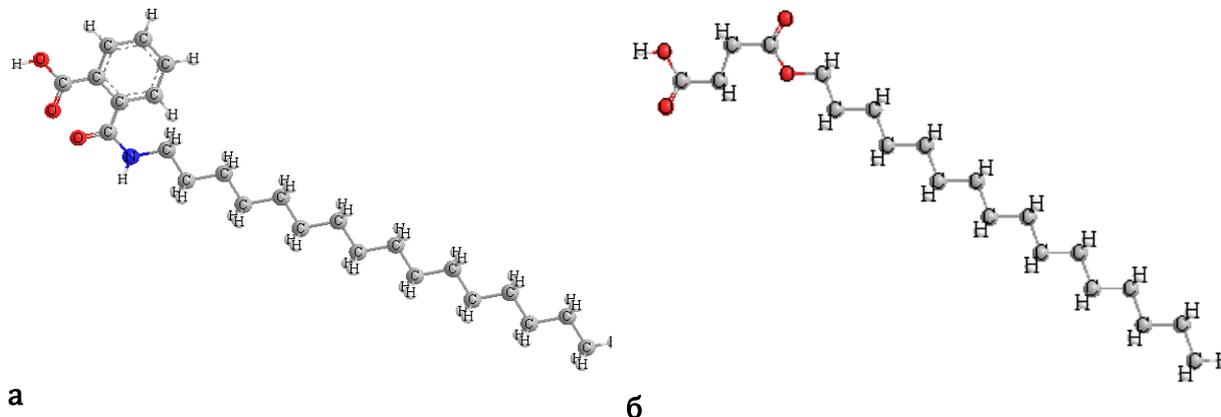


Рисунок 1 - Модели молекул моногексадециламида о-фталевой кислоты (а) и моногексадецилового эфира янтарной кислоты (б)

Таблица 1 - Рассчитанные энергетические параметры исследуемых соединений

Параметры	C ₁₆ -НЯ	C ₁₆ -ЭЯ	C ₁₆ -АК	ЭФК C ₁₆ -С ₁	C ₁₆ -НФ	C ₁₆ -ЭФ
Растяжение валентных связей	1,2619	1,2469	1,5520	1,8212	3,2558	4,248
Изгиб валентных углов	5,8307	4,7525	4,2526	5,4868	20,1795	19,79
Поправки изгиб-растяжение	0,4579	0,5213	0,5295	0,6838	0,6496	0,8009
Внутреннее вращение	-1,6890	-4,8163	0,2207	-3,1078	-3,3379	-5,4937
Не ¼ Ван-дер-Ваальсовские взаимодействия	-1,8579	-3,6085	-4,24	-3,9072	5,1696	5,2621
¼ Ван-дер-Ваальсовские взаимодействия	11,5386	15,0511	10,028	15,7281	14,8816	20,4769
Диполь-дипольное взаимодействие	-1,4276	4,1956	-1,2959	3,8757	0,2777	9,5545
Общая стерическая энергия	14,1146	17,3426	17,3426	20,58	41,0759	54,6138

Интересно перераспределение зарядов на атомах функциональных группировок (таблица 2).

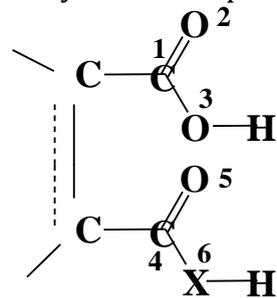
В молекулах моноэфирных производных янтарной (C₁₆-ЭЯ) и алкилянтарной (ЭФК C₁₆-С₁) кислот заряды на атомах карбоксильной и сложноэфирной групп практически одинаковы и не зависят от положения углеводородного заместителя – C₁₆H₃₃.

В молекулах амидных производных (C₁₆-НЯ и C₁₆-АК) происходит перераспределение электронной плотности в сторону атома кислорода.

Таблица 2 - Распределение зарядов на атомах функциональных группировок в мо-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

лекулах монопроизводных дикарбоновых кислот:



атом	C ₁₆ -НЯ	C ₁₆ -ЭЯ	C ₁₆ -АК	ЭФК C ₁₆ -C ₁	C ₁₆ -НФ	C ₁₆ -ЭФ
C1	0,584	0,585	0,587	0,584	0,234	0,329
O2	-0,662	-0,661	-0,676	-0,673	-0,251	-0,220
O3	-0,121	-0,121	-0,126	-0,125	0,035	0,093
C4	0,409	0,581	0,466	0,583	0,308	0,351
O5	-0,807	-0,664	-0,79	-0,655	0,094	-0,163
O(N)6	0,235	-0,096	0,107	-0,083	0,189	0,107

Подобное увеличение полярности группировки приводит, по-видимому, к увеличению ее гидратации. На распределение зарядов на атомах функциональных группировок в молекуле орто-фталевой кислоты сильное влияние оказывает наличие бензольного кольца.

Отрицательные заряды на атомах кислорода карбонильных групп C₁₆-НФ и C₁₆-ЭФ существенно меньше по сравнению с несопряженными карбонильными группами в молекулах монопроизводных янтарной кислоты. При этом сравнимые по значению отрицательные заряды имеют атомы углерода бензольного кольца ($q \sim -0,23-0,24$).

Большая гидратация амидной группировки подтверждается данными микрофлотации чистой разности апатита в трубке Халлимонда (рисунок 2) – C₁₆-НЯ и C₁₆-НФ в меньшей степени гидрофобизируют поверхность минерала по сравнению с C₁₆-ЭЯ и C₁₆-ЭФ.

Оценка собирательной способности рассматриваемых соединений как монореагентов была проведена при флотации апатит-нефелиновой руды (таблица 3).

Более высокий заряд на атомах кислорода карбоксильной группы (см. таблицу 2) определяет более высокую реакционную способность реагента. В случае рассматриваемых соединений это проявляется в повышенной активности монопроизводных янтарной кислоты.

Известно, что монопроизводные янтарной и о-фталевой кислот взаимодействуют с поверхностью минерала обеими функциональными группами. Из результатов расчетов видно, что в амидной группировке наблюдается большее смещение электронной плотности в сторону карбонильного атома кислорода по сравнению с эфирными производными. По-видимому, этот фактор обуславливает большую прочность закрепления и более высокую флотоактивность моноэфирных производных обеих кислот.

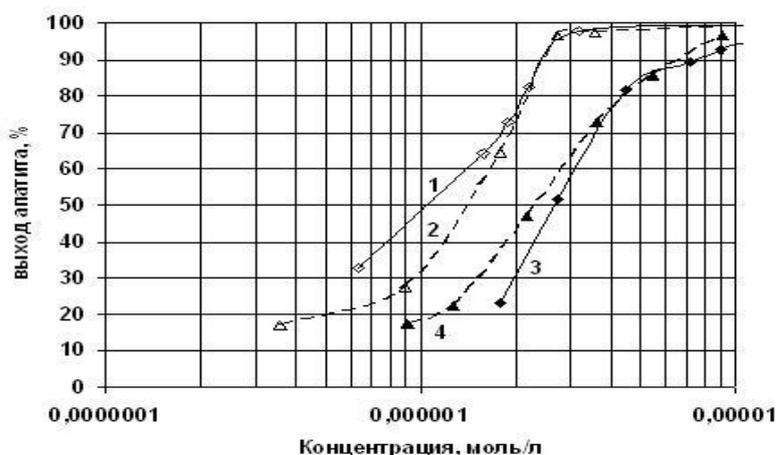


Рисунок 2 - Флотация чистой разности апатита в трубке Халлимонда, рН=9,9
1- C₁₆-ЭЯ, 2- C₁₆-ЭФ, 3 - C₁₆-НЯ, 4- C₁₆-НФ.

Таблица 3 - Сравнительные результаты флотации апатит-нефелиновой руды (α=13,8% P₂O₅) в открытом цикле на свежей воде

Собиратель		Пенный ОФ, %			Пенный I перечистки, %			Пена ОФ	
Na-соль	расход, г/т	γ	P ₂ O ₅		γ	P ₂ O ₅		Кп.	Кр.
			β	ε		β	ε		
R-ЭЯ	100	43,4	30,55	96,1	35,8	36,06	93,5	2,1	0,62
R-НЯ	100	35,3	35,09	89,7	23,0	39,68	66,1	2,1	0,48
R-ЭФ	100	36,5	32,99	87,2	28,3	38,42	80,0	4,6	0,39
R-НФ	100	35,0	33,6	85,2	27,5	38,56	76,8	9,0	0,32

Расход ЖСт (100 %) 45 г/т; рН_{оф} = 9,7;

Кп, Кр – соответственно коэффициенты пенообразования и разрушения пены

Таким образом, на примере моноамидных и моноэфирных производных янтарной и о-фталевой кислот с помощью квантово-механических расчетов показана возможность количественной оценки влияния строения и состава молекулы (природы гетероатома) на флотационные свойства реагентов.

КАЛИЙНЫЕ РУДЫ – ХИМИЧЕСКИЙ И СТРУКТУРНЫЙ СОСТАВ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

С.Н. Титков, Ю.И. Букша

titkov@infopro.spb.ru, buksha@galurgy.spb.ru, Россия, г. Санкт-Петербург

ЗАО ВНИИ Галургии

Калийные руды – основное сырье для производства калийных и сложных удобрений и других химических веществ. Калий в основном представлен минера-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

лом сильвин (KCl), а породообразующие минералы – галитом (NaCl) с примесью карналлита, ангидрита и силикатно-карбонатных минералов (нерастворимый остаток – н.о.).

Основным видом калийных руд являются сильвинитовые, представленные смесью сильвина и галита.

Соляные минералы характеризуются относительно крупной вкрапленностью (0,8 – 5 мм), что создает благоприятные условия для их эффективного механического разделения методом флотации.

В связи с этим, начиная с 50-х годов 20 века, началось интенсивное строительство флотационных калийных предприятий в Канаде, США, СССР, Германии, Франции, Испании, а в последнее время в Бразилии, Аргентине, Узбекистане, обеспечившее мировое развитие производства KCl для сельскохозяйственных и промышленных целей. В настоящее время более 80% калийных руд различного состава перерабатываются флотационным методом.

По своим запасам калийные месторождения Российской Федерации разделяют в мире первое – второе место с Канадой.

Вследствие высокой рентабельности производства калийных удобрений, увеличения потребности в удобрениях мирового и внутреннего рынков, а также в связи с закрытием ряда производств хлористого калия на ОАО «Уралкалий» из-за затопления рудников на первом и третьем Березниковских рудоуправлениях в настоящее время осуществляется реконструкция действующих фабрик и активное освоение новых участков Верхнекамского месторождения сильвинитовых руд (Палашерский, Половодовский, Талицкий, Усть-Яйвинский) и Гремячинского месторождения под Волгоградом со строительством на них новых флотационных калийных фабрик. При разработке аппаратурно-технологических схем обогащения новых участков калийных месторождений, реконструкции действующих и проектировании новых калийных предприятий важным является правильный выбор промышленного аналога для проведения сопоставительных расчетов технико-экономических показателей реконструируемых и новых калийных предприятий.

На обогатимость сильвинитовых руд влияют следующие показатели:

- содержание хлористого калия в руде;
- крупность вкрапленности сильвина в его сростках с породообразующими минералами;
- содержание водонерастворимых примесей (нерастворимый остаток - н.о.), их минералогический состав, обуславливающие степень предварительного обесшламливания руды, количество образующегося шламового продукта и потери KCl как с твердой, так и жидкой фазами шламового продукта;
- степень изменчивости минералогического состава водонерастворимых примесей по разрабатываемому шахтному полю;
- соотношение количеств в руде водонерастворимых примесей и сильвина – показатель $K_d = \alpha_{н.о.} / \alpha_{KCl}$;
- содержание в руде примесей карналлита, обуславливающее содержание хлористого магния в оборотном солевом растворе фабрик.

На основании данных о составе и структуре сильвинитовых руд основных калийных месторождений мира, достигнутых промышленных технологических пока-

**Международное совещание «Плаксинские чтения – 2011»,
г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г.**

зателей их обогащения нами предложена классификация сильвинитовых руд на легко-, средне- и сложнообогатимые (таблица 1).

лица 1 - Распределение сильвинитовых руд различных месторождений по обогатимости

Страна, место-рождение	Компания, предприятие	Характеристика руд
1	2	3
Легкообогатимые (извлечение KCl 89 – 92%)		
Канада Нью-Брунсвик	Поташ Корпорейшн оф Саскачеван Пенобсквис Роқанвиле	Крупная вкрапленность сильвина - от 3 до 5 мм и более Повышенное содержание KCl - от 35% до 44% Низкое содержание н.о. - от 0.5 до 3 % Коэффициент Кл ($\alpha_{н.о.} / \alpha_{KCl}$) - 0.01 - 0.09. <i>Технологическая схема</i> - отсутствие или образование минимального количества шламового продукта
Канада Саскатчеванское	Мозаик Корпорейшн К-1 К-2	
Германия Гановерское	Кали внд Зальц Цилитц	Вкрапленность сильвина - 1.0 – 1.2 мм. Содержание KCl - 24 - 26% Содержанием н.о. - практически полное отсутствие, что компенсирует наличие в руде MgCl ₂ (1%) <i>Технологическая схема</i> - отсутствие шламового продукта
Среднеобогатимые (извлечение KCl 87 – 90%)		
Канада Саскатчеванское	Поташ Корпорейшн оф Саскачеван Алан; Кори; Ланиган	Средняя вкрапленность сильвина - от 2.5 до 3мм Содержание KCl - от 38% до 42% Содержание н.о. - от 5% до 8 % Коэффициент Кл ($\alpha_{н.о.} / \alpha_{KCl}$) - 0.06 – 0.20 <i>Технологическая схема</i> - относительно небольшой выход шламового продукта при измельчении руды до крупности 2.5 – 3.0 мм
	Мозаик Корпорейшн Колонсей	
	Агриум Инкорпорейшн Ванской	
Россия Верхнекамское	ОАО «Сильвинит» 2 Соликамское РУ* 3 Соликамское РУ* Половодово	Мелкая вкрапленность сильвина - от 1.2 до 1.5 мм Содержание KCl - 23 – 25% Содержание н.о. - 1.5 - 1.8 % Существенная изменчивость по шахтному полю соотношения содержаний в нерастворимых примесях глинисто-силикатных и карбонатных минералов Коэффициент Кл ($\alpha_{н.о.} / \alpha_{KCl}$) - 0.10 – 0.15 <i>Технологическая схема</i> - относительно небольшой выход шламового продукта, сопоставимый с количеством шламового продукта при измельчении руды с содержанием н.о. ~ 5 % до крупности 2.5 – 3.0 мм Целесообразность применения комбинированных флото-галургических схем переработки руды
Сложнообогатимые (извлечение KCl 82 – 86%)		
Испания Каталонское	Израель Хемикал Лтд Лобрегет Сурия	Мелкая вкрапленность сильвина - от 1.0 до 1.5 мм Содержание KCl - 23 – 34% Содержание н.о. - от 3% до 5 % Коэффициент Кл ($\alpha_{н.о.} / \alpha_{KCl}$) - 0.12 – 0.24 <i>Технологическая схема</i> - значительный выход шламового продукта
Россия Верхнекамское	ОАО «Уралкалий» 3 Березниковское РУ* Усть - Яйва	Возможно наличие в руде Усть-Яйвинского участка примесей карналлита, обуславливающего увеличение содержания MgCl ₂ в оборотном солевом растворе фабрики

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Окончание табл. 1

1	2	3
Велико-британия Йоркшир-ское	<i>Израель Хемикал Лтд</i> Боулбу	Мелкая вкрапленность сильвина - от 0.8 до 1.5 мм (за исключением пуды Гремячинского месторождения с вкрапленностью сильвина 2 – 2.5 мм. но содержащей 7 – 12 % неастворимых примесей, в основном представленных ангилритом) Солежжение KCl - от 26% до 38% Солежжение NaCl - от 5% до 12 % Коэффициент Кл ($\alpha_{NaCl} / \alpha_{KCl}$) - 0.15 – 0.38 <i>Технологическая схема</i> - значительный выход шламового продукта, целесообразность применения комбинации флото-галургических схем переработки руды
Россия Верхне-камское	<i>ОАО «Уралкалий»</i> 2 Березниковское РУ*	
	<i>ОАО «Акрон»</i> Талицкий ГОК	
	<i>ОАО «МХК Еврохим»</i> Усольский калийный комбинат	
Россия Гремячин-ское	<i>ОАО «МХК Еврохим»</i> ЕвроХим-ВолгоКалий	
Республика Беларусь Старобинское	<i>ПО «Беларуськалий»</i> 1 Солигорское РУ* 2 Солигорское РУ* 3 Солигорское РУ*	

Примечание: * РУ – рудоуправление

На основе этой классификации рекомендуется осуществлять выбор аналогов при сравнении технико-экономических показателей действующих и проектируемых калийных предприятий.

Как видно из представленных данных, сильвинитовые руды России относятся к среде – и сложнообогатимым и характеризуется относительно низкой вкрапленностью сильвина (в основном не более 1.2–1.5 мм).

При измельчении руды до такой флотационной крупности в наибольшей степени происходит раскрытие вкраплений нерастворимых примесей, образование большого количества тонкодисперсных шламовых частиц (20–30 микрон), активно сорбирующих катионный собиратель сильвина – первичные алифатические амины. В связи с этим необходимо проведение глубокого предварительного обесшламливания руды, что обуславливает наряду с потерями хлористого калия с хвостами сильвиновой флотации, значительные потери KCl со шламовым продуктом, как с твердой, так и жидкой его фазами.

На основании физико-химических исследований технологических свойств минеральных составляющих калийных руд, технологических испытаний обогатимости сильвинитовых руд различного состава, выполненных ЗАО «ВНИИ Галургии» совместно с ОАО «Уралкалий», ОАО «Сильвинит» и ОАО «МХК Еврохим», а также анализа наиболее эффективных технических решений, применяемых на калийных флотационных фабриках Канады, США, Германии, разработаны реагентные режимы и аппаратурно-технологические схемы для интенсификации обогащения средне- и сложнообогатимых сильвинитовых руд, а именно:

1. Сухое дробление руды до флотационной крупности с использованием дробильного оборудования, работающего на основе последовательного много-

ударного разрушения соляных частиц, и осуществления последующего высокоскоростного механического, механо-химического диспергирования нерастворимых примесей и оттирки шламов в плотных суспензиях дробленой руды.

2. Высокоэффективное и селективное гидромеханическое и флотационное выделение нерастворимых примесей в шламовый продукт в гидроциклонах с малым углом конусности и в эжекторных колонных флотационных машинах с применением в качестве собирателя шламов оксиэтилированных катионных ПАВ.
3. Реагентные режимы сильвиновой флотации, обеспечивающие уменьшение сорбции аминного собирателя на силикатно-карбонатных шламах не менее, чем на 30–40%, активацию сорбции аминного собирателя на сильвине за счет повышения дисперсности коллоидно-мицелярных структур первичных аминов в солевых растворах и оптимизации фракционного состава аминов для условий сильвиновой флотации при сезонных колебаниях температуры оборотных солевых растворов фабрик в интервале 18 – 38 °С и при содержании хлористого магния в оборотном солевом растворе от 0 до 15%.
Разработанный скоростной метод контроля содержания аполярного реагента в эмульсии амина обеспечивает стабильность состава приготавливаемой в промышленных условиях аминной эмульсии и соответственно показателей сильвиновой флотации.
4. Дообогащение промпродуктов сильвиновой флотации с выделением из них тонкозернистых фракций хлористого натрия методом прямой флотации галита.
5. Комбинированное флото-галургическое обогащение калийных руд с переработкой тонкозернистых фракций руды и/или флотационного концентрата методом горячего выщелачивания и кристаллизации хлористого калия.
Разработанные технологии обеспечивают увеличение извлечения KCl в готовый продукт и повышение технико-экономических показателей переработки средне- и сложнообогатимых сильвинитовых руд различного состава за счет:
 - уменьшения переизмельчения руды,
 - уменьшения количества образующегося шламового продукта, повышения селективности выделения в него нерастворимых примесей и соответственного снижения потерь хлористого калия со шламовым продуктом;
 - уменьшения потерь KCl с галитовыми отходами
 - повышения качества флотационного концентрата и улучшения физико-механических свойств готового продукта;
 - уменьшения расхода реагентов, снижения энергозатрат и улучшения водного баланса производства.

В заключение приносим благодарность руководителям и техническим специалистам ОАО «Уралкалий», ОАО «Сильвинит», ОАО «МХК Еврохим» за поддержку и помощь в проведении вышеназванных работ.

ПОЛУЧЕНИЕ КАЧЕСТВЕННОГО ФОСФОРСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ АПАТИТ-ШТАФФЕЛИТОВОЙ РУДЫ КОВДОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.В. Туголуков

e-mail: info@eurochem.ru, Россия, г. Москва

ОАО «Минерально-химическая компания «ЕвроХим»»

Ковдорское месторождение апатит-штаффелитовых руд (АШР) расположено в 3 км к юго-западу от г. Ковдора, на территории ОАО «Ковдорский ГОК». Часть запасов месторождения попадает в контур действующего карьера «Железный».

Богатые руды собственно апатит-штаффелитового состава составляют 34% запасов месторождения и в среднем содержат 25% P_2O_5 , 8,3% железа, 2,6% CO_2 . Они представлены плотными разновидностями, а также смесями рыхлых и каменистых руд, сформированными по мономинеральным карбонатитам.

Бедные руды апатит-штаффелит-гидрослюдистого состава составляют 66% запасов и в среднем содержат 10,65% P_2O_5 , 7,43% железа общего, 1,7% двуокиси углерода. Они представлены рыхлыми и твердыми разновидностями, а также их смесями, сформированными со значительным количеством реликтов и ксенолитов боксовых пород силикатного состава, с примесями реликтовых ассоциаций минералов вмещающих пород. Руды характеризуется неравномерным распределением минералов по участкам месторождения (таблица 1).

Таблица 1 - Минеральный состав апатит-штаффелитовых руд Ковдорского месторождения

Минералы	Массовая доля, %		
	Среднее по месторождению	в т.ч. по участкам	
		Западно-Центральный	Северо-Восточный
Апатит	20.0	21.0	15.5
Магнетит	6.0	6.7	3.5
Гидроокислы железа	2.7	2.7	2.9
Штаффелит	18.0	18.0	17.0
Полевые шпаты	15.0	13.5	22.0
Гидрослюды	22.0	25.0	12.0
Пироксены, амфиболиты	10.5	7.0	24.0
Карбонатиты	4.5	5.0	2.0
Бадделеит	0.05	0.05	0.04
Форстерит	0.6	1.0	-

Характерная особенность АШР - присутствие двух фосфатных минералов: апатита (фторгидроксилапатит, содержит 41-42% P_2O_5 и 1,1-1,8% F) и штаффелита (франколит - фторкарбонатапатит, содержит 38,5% P_2O_5 , в том числе около 4% P_2O_5 лимонно-растворимого, 3,2% F и 1,4-3,5% CO_2). Штаффелит является вторичным минералом по апатиту.

Сравнительными лабораторными опытами установлена предпочтительность схемы магнитно-флотационного обогащения предварительно промытой АШР. Эта

схема (рисунок 1) обеспечивает получение наиболее качественного апатитового концентрата при наименьшем расходе флотационных реагентов. Выделение магнетита магнитной сепарацией перед флотацией повышает селективность последней, что выражается в снижении содержания в апатитовом концентрате оксида железа, являющегося в данном случае основной вредной примесью.

Схема флотации включала основную флотацию, две контрольные, две перекистки концентрата основной флотации, с направлением камерного промпродукта в голову предыдущей операции. В качестве реагента регулятора среды использовалась сода, депрессор – жидкое стекло, собиратель – ЖКТМ, модификатор – смесь Неонола и М-246.

Процессы рудоподготовки, магнитной сепарации и флотации проводились с использованием оборотной воды из действующего хвостохранилища ОАО «Ковдорский ГОК».

Генеральное опробование технологической схемы обогащения проходило в условиях суммарного сброса первичных и вторичных шламов до 30,0%. В результате обогащения смешанной пробы АШР получен апатит-штаффелитовый концентрат (АШК) с содержанием 36-36,9% P_2O_5 при извлечении 65,0% от руды, железорудный концентрат с содержанием 64-65% $Fe_{общ}$. Извлечение P_2O_5 в АШК от операции флотации – 82,0%.

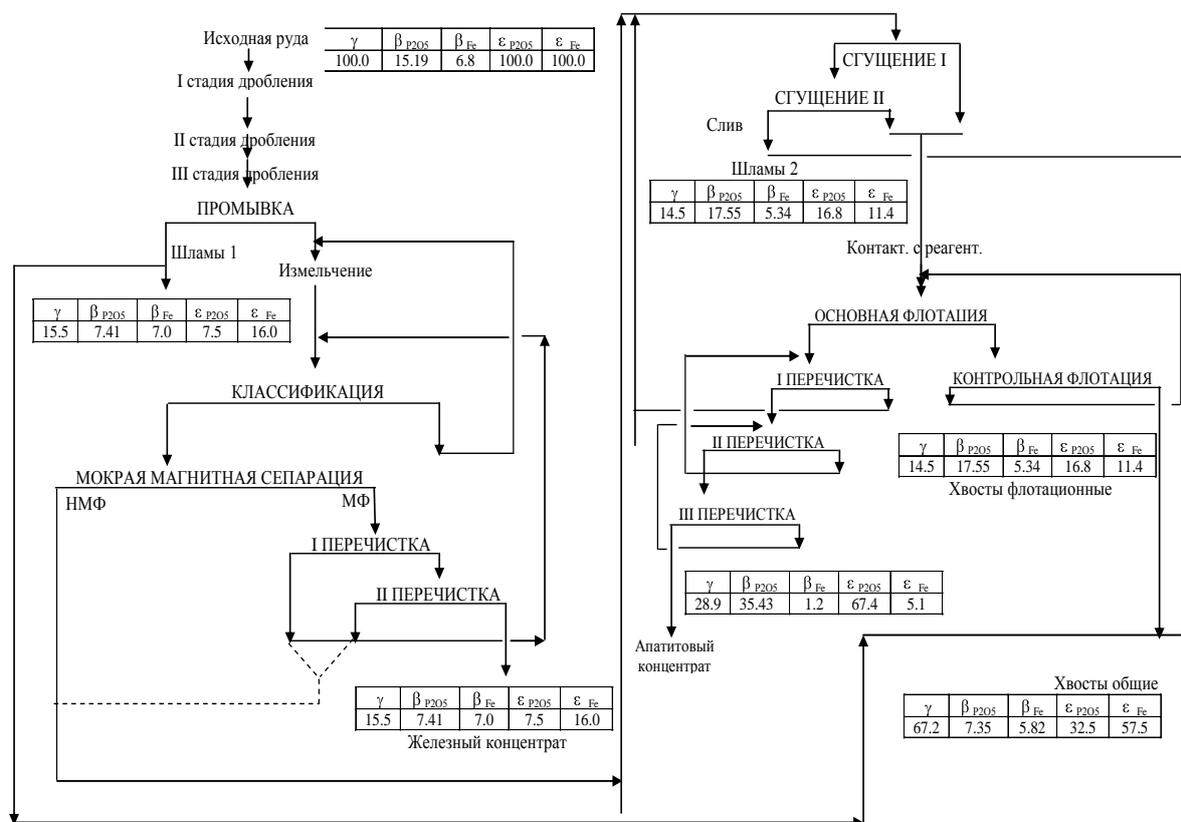


Рисунок - Технологическая схема обогащения апатит-штаффелитовых руд

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

При обогащении хвостов флотации АШК на шламовых концентрационных столах получен вермикулитовый концентрат объемной массой 247 кг/м^3 с содержанием 84,8% вермикулита при извлечении 24% от исходной руды. Низкие показатели обогащения вермикулита объясняются невысоким его содержанием в АШР и тонкой вкрапленностью минерала.

В результате проведения опытно-промышленных испытаний в условиях ОАО «Ковдорский ГОК» разработана и апробирована аппаратурно-технологическая схема обогащения АШР, рекомендуемая для промышленного внедрения. Оптимизированная рудоподготовка и флотационная схема с усовершенствованным реагентным режимом дали возможность получить из апатит-штаффелитовой руды содержанием 16,6% P_2O_5 и 8,5% $\text{Fe}_{\text{общ}}$ с использованием оборотной воды действующего хвостохранилища ОАО «Ковдорский ГОК» апатит-штаффелитовый концентрат с содержанием 36,9% P_2O_5 при извлечении 65%, и железорудный концентрат с содержанием 64-65% $\text{Fe}_{\text{общ}}$ при извлечении 46,7%.

Доля фосфатного сырья, в том числе и апатитового концентрата, используемого для получения удобрений, составляет 90% от общего объема производства. Преобладающая часть сырья подвергается серноокислотному разложению с получением экстракционной серной кислоты (ЭФК) и на ее основе – фосфорсодержащих удобрений.

Серноокислотная переработка предъявляет наиболее жесткие требования к фосфатному сырью. Его пригодность оценивается по отношению содержания вредных примесей (Fe_2O_3 , Al_2O_3 , MgO) к P_2O_5 . При производстве неупаренной ЭФК в переработку вовлекается сырье с содержанием не менее 28% P_2O_5 , при отношении $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{P}_2\text{O}_5$ не более 0,08 и $(\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3)/\text{P}_2\text{O}_5$ не более 0,12 при условии отношения содержания $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{Al}_2\text{O}_3$ равном 2:1, $\text{CO}_2/\text{P}_2\text{O}_5$ не более 0,08. При производстве упаренной кислоты дополнительно лимитируют отношение $\text{MgO}/\text{P}_2\text{O}_5$ – не более 0,07.

Для азотнокислотной переработки требования менее жесткие: содержание P_2O_5 в фосфатном сырье должно быть не менее 24%, отношение $\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{P}_2\text{O}_5$ – не более 0,15.

Качество, полученного в ходе опытно-промышленных испытаний апатит-штаффелитового концентрата (АШК), полностью отвечает приведенным выше требованиям к химическому составу фосфатного сырья.

Гранулометрический состав также в существенной степени определяет пригодность апатитовых концентратов для переработки в ЭФК. Концентрат не содержит значительного количества фракций крупнее 0,2 мм, а также тонких пылевых фракций.

Испытания по переработке АШК, содержащего 35-36% P_2O_5 , в ЭФК проведены в НИИУИФ на лабораторной установке с непрерывной подачей реагентов и периодической фильтрацией, моделирующей промышленный процесс.

По содержанию питательных веществ, по прочности гранул и гигроскопичности продукта полученный аммофос отвечает всем требованиям существующих стандартов

Таким образом, исследования НИИУИФ показывают, что Ковдорский АШК является кондиционным фосфатным сырьем как для получения ЭФК, так и для производства высококачественных фосфорсодержащих удобрений.

При относительно близком содержании основного компонента - P_2O_5 , АШК отличается от апатитового концентрата (АК), производимого на ОАО «Ковдорский ГОК», по содержанию вредных примесей. Ввиду малого содержания в АШР магний – силикатного минерала - форстерита содержание оксида магния в АШК находится в пределах 0,2-2%. Основной примесью в АШК являются полуторные окислы – до 3,5%, в том числе до 2,5% Fe_2O_3 , что нехарактерно для АК. Содержание фтора в АШК (2-2,5%) примерно в 2 раза превышает его содержание в АК (0,8-1,3%). Около 50% фосфора в АШК связано с минералом штаффелитом (фторкарбонатапатитом), более реакционным и наиболее быстро растворимым в кислотах, чем фторгидроксиапатит в АК.

В процессе проведения испытаний были разработаны технические условия (ТУ) на опытные партии АШК. Согласно этим ТУ 21111-004-00186759 по физико-химическим показателям АШК должен соответствовать следующим нормам: массовая доля пятиоксида фосфора (P_2O_5) – $36,0 \pm 1,0\%$; оксида магния (MgO) – не более 2,0%; влаги – не более 1,5%; остаток на сите с сеткой № 2 (ГОСТ 6613) – не более 5,0%.

Таким образом, в результате проведения опытно-промышленных испытаний в условиях ОАО «Ковдорский ГОК» разработана и апробирована технологическая схема обогащения АШР, рекомендуемая для промышленного внедрения. Оптимизированная рудоподготовка и флотационная схема с усовершенствованным реагентным режимом дали возможность получить из апатит-штаффелитовой руды содержанием 16,6% P_2O_5 и 8,5% Feобщ. с использованием оборотной воды действующего хвостохранилища ОАО «Ковдорский ГОК» апатит-штаффелитовый концентрат с содержанием 36,9% P_2O_5 при извлечении 65%, и железорудный концентрат с содержанием 64-65% Feобщ. при извлечении 46,7%. Результаты проведенных испытаний показали, что достигнутые технологические показатели обогащения АШР по качеству концентрата соответствуют мировой практике обогащения фосфатных руд аналогичного состава.

Результаты исследований по использованию получаемого апатит-штаффелитового концентрата в качестве исходного сырья для производства удобрений показали, что получаемый АШК является кондиционным фосфатным сырьем как для получения экстракционной фосфорной кислоты, так и для производства высококачественных фосфорсодержащих удобрений.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЕЙСТВИЯ КАРБОКСИЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ КАРБОНАТНО-ФЛЮОРИТОВЫХ РУД.

Л.А. Киенко, Л.А. Саматова

e-mail: samatova@hq.febras.ru, Россия, г. Хабаровск

Государственное учреждение «Институт горного дела Дальневосточного
отделения Российской академии наук» (ГУ ИГД ДВО РАН)

Карбонатно-флюоритовые руды крупнейшей в России группы месторождений Вознесенского рудного района Приморского края относятся к довольно сложным объ-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ектам для флотационного обогащения. Наличие в их составе двух близких по флотационным свойствам минералов (флюорита и кальцита), исключительно тонкое взаимное прораствание минералов, требующее измельчения до 90-95 % класса -0,044 мм, диктуют необходимость совершенствования технологии их переработки.

На протяжении более 30 лет обогатительная фабрика Ярославской горнорудной компании, базирующейся на переработке руд месторождения, использовала схему флотации с двукратным высокотемпературным нагревом пульпы.

С 2005 г. предприятие работает по разработанной Институтом горного дела ДВО РАН технологии, исключающей высокотемпературные операции, что отражалось в материалах Плаксинских чтений предыдущих лет. Обогатительный передел работает с полным водооборотом.

Вместе с тем, снижение содержания флюорита в рудах (за последние годы содержание CaF_2 снизилось с 35-40 % до 24-28 %), повышение содержания кальцита и, соответственно, снижение карбонатного модуля ($M_k = \frac{\alpha_{\text{CaF}_2}}{\alpha_{\text{CaCO}_3}}$) отрицательно сказываются

на технологических и экономических показателях работы предприятия. Повышение эффективности переработки руд возможно за счёт применения более высокоселективных режимов флотации, повышения интенсивности взаимодействия собирателей с поверхностью минералов, моделирования физико-химических характеристик пульпы, обеспечивающих активность собирателей при понижении рабочей температуры флотации.

Применение собирателей из группы жирных кислот при флотационном обогащении руд различного состава предполагает поддержание определённых физико-химических параметров пульпы: температуры, pH среды, солевой состав жидкой фазы. В холодных пульпах (при температуре ниже 20-25 °C) ухудшается диспергирование собирателя, снижается степень диссоциации жирных кислот, нарушается селективность их действия. Тонкое измельчение руд с образованием большого объёма шламов и применение водооборота способствуют насыщению жидкой фазы пульпы различными солями рудной вытяжки, в том числе катионами Ca^{2+} , которые связывают активную часть молекул собирателя в труднорастворимые соединения общей формулы $(\text{RCOO})_2\text{Ca}$. Высокая концентрация последних неизбежно приводит к снижению активности адсорбционных процессов, общей эффективности флотации. Частичное устранение негативных факторов, сопровождающих флотацию минералов с применением жирных кислот в тонкодисперсных системах с использованием водооборота возможно посредством применения модификаторов, снижающих коллоидообразование оксигидрильных соединений, обеспечивающих более высокую степень их диспергации. Данные исследований последних лет указывают на то, что использование оксиэтилированных соединений, обладающих диспергирующими свойствами, в качестве добавки к жирнокислотным собирателям может позволить значительно улучшить показатели флотации. При этом снижается размер ассоциатов жирных кислот в объёме пульпы и, соответственно, возрастает число активных единиц собирателя.

Изучение кинетики основной флюоритовой флотации показало, что использование диспергаторов повышает эффективность основной флюоритовой флотации. На основе экспериментальных данных, анализа полученных технологических показателей были рассчитаны характеристики флотации:

Индекс селективности флотации (I_c):

$$I_c = \frac{(\varepsilon_{CaF_2})_i}{(\varepsilon_{CaCO_3})_i},$$

где ε_{CaF_2} , ε_{CaCO_3} – извлечение в пенный продукт соответственно CaF_2 и $CaCO_3$, %;
 i – порядковый номер приёма флотации в соответствии со временем отбора.
Критерий эффективности обогащения (E) – критерий Хенкока-Луйкена:

$$E = \frac{\gamma_i(\beta_i - \alpha)}{\alpha(100 - \alpha)},$$

где γ – выход пенного продукта, %;
 β_i – содержание CaF_2 в пенном продукте, %;
 α – содержание в руде CaF_2 , %.

На рисунке 1 приведены графики, демонстрирующие зависимость изменений во времени индекса селективности разделения флюорита и кальцита и эффективности обогащения в условиях дозировки диспергирующего модификатора и без него.

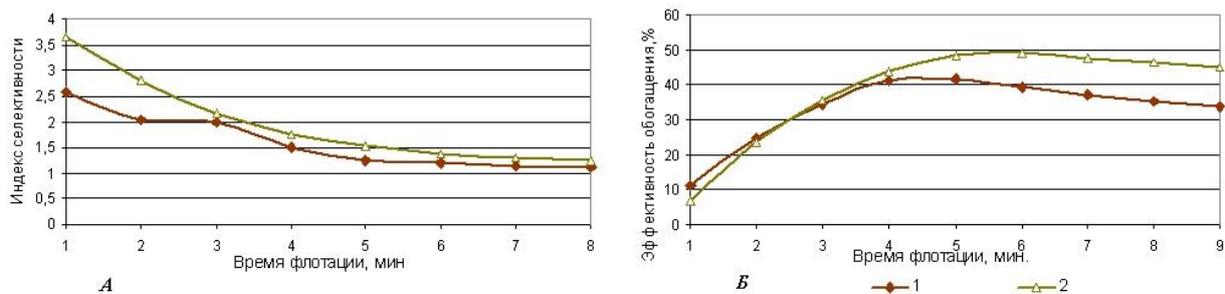


Рисунок 1 - Зависимость изменений во времени индекса селективности флотации (А) и эффективности обогащения (Б) от диспергирования собирателя:
1 – собиратель без добавок; 2 – с дозировкой диспергатора

Полученные данные указывают на существенное улучшение характеристик флотации в экспериментах с применением диспергирующего модификатора. Кривые соответствующих показателей основной флотации в опытах с использованием собирателя в сочетании с диспергирующим модификатором, расположены выше.

Увеличение степени дисперсности собирателей приводит к более равномерной насыщенности пульпы его активными анионами и ассоциатами, что повышает вероятность их контакта с минеральными частицами. В итоге наблюдается тенденция к заметному снижению расхода собирателя.

Эксперименты показали, что с добавками диспергатора потребность в собирателе снижается на 20 % и более.

При флотации руды, содержащей 26,5 % CaF_2 , 18 % $CaCO_3$, с использованием в качестве собирателя ЖКТМ, расходе его 550 г/т были получены концентраты, содержащие 91,22-91,6 % CaF_2 с извлечением флюорита 61-64 %. Дозировка в дополнение к ЖКТМ 50-100 г/т диспергатора позволяет извлечь в концентраты с содержанием 91,45-91,88 % CaF_2 , до 65,3 % флюорита. При этом расход собирателя снижается до 400-450 г/т.

Более высокая эффективность действия собирателей в сочетании с диспергатором подтверждается также результатами ситового и седиментационного анализа хво-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

стов основной флюоритовой флотации.

Химическим анализом классов крупности установлено, что в опытах с обычным режимом дозировки собирателя доля потерь по извлечению CaF_2 с наиболее тонкими шламами (класс -5 мк) составляет 55,37 % от общих потерь флюорита с хвостами основной флотации. Дозирование собирателя в сочетании с диспергатором приводит к снижению содержания CaF_2 в тонком классе с 18,94 до 9,56 % и, соответственно, к относительному снижению потерь по извлечению на 10,85 %. Полученные результаты указывают на интенсивное взаимодействие собирателя с наиболее тонкими частицами, что также свидетельствует о повышении содержания в пульпе активных карбоксильных анионов, снижении содержания коллоидных структур и труднорастворимых агрегатов.

Кроме того, увеличение степени дисперсности карбоксильных собирателей может обеспечить благоприятные условия для флотации при более низких температурах пульпы.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТА «ДМИПЭК» ПРИ ФЛОТАЦИОННОМ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНОГО И МЕДНО-ЦИНКОВОГО СЫРЬЯ

М.Н. Сабанова, А.А. Гусев¹, С.А. Щелкунов², О.А. Малышев²

e-mail: margo@ufamts.ru, Россия, Башкортостан, г. Сибай

Сибайский филиал ОАО «Учалинский ГОК»

¹e-mail: , a.gusev@geopromining.com ,Россия, г.Москва , GeoProMining LLC.

²e-mail: Shelkunov66@mail.ruMalyshev57@mail.ru Россия, г.Москва

ЗАО «Стример-Центр»

Изыскание новых эффективных флотационных реагентов отечественного производства - одно из основных направлений в решении задачи комплексного использования минерального сырья.

В данной работе представлены результаты исследований по применению реагента «ДМИПЭК» при флотации медного и медно-цинкового сырья Южноуральского региона.

Флотореагент - диметил(изопрпенилэтинил)карбинол "ДМИПЭК" - дополнительный собиратель, обладающий пенообразовательными свойствами, соединение, полученное прямым взаимодействием ацетиленом с ацетоном с последующей дегидратацией продукта реакции на стадии его очистки ректификацией.

Целью проведенного эксперимента является определение уровня повышения качества концентратов и увеличения извлечения меди, золота и серебра при использовании реагента «ДМИПЭК» на рудах плановой переработки Сибайской обогатительной фабрики.

Обеднение рудной базы, рост цен на медь, золото, серебро на мировом рынке требуют поиска реагентов, позволяющих максимально извлекать ценные компоненты без снижения качества концентратов. Для исследования выбраны руды СФ ОАО «УГОК». Химический состав сырья представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Результаты химического анализа пробы руды

Маркировка	Содержание, %, г/т						
	медь	цинк	сера	железо	кварц	золото	серебро
I. «ФНС» медно-колчеданная руда месторождения «Новый Сибай»							
«ФНС»	1,00	0,45	40,08	41,07	10,96	0,8	3,8
II. «НЗФ» медная руда месторождения «Нижняя залежь»							
«НЗФ»	1,33	0,29	24,40	34,80	23,24	0,6	3,0
III. «ЯМ» медно-цинковая руда месторождения «Майское»							
«ЯМ»	1,33	3,30	8,84	8,54	53,69	2,8	35,0
IV. Техногенное сырье (медьсодержащий шлак металлургического производства)							
«ЧШ»	2,0	2,86	1,30	34,60	31,98	0,8	17,5

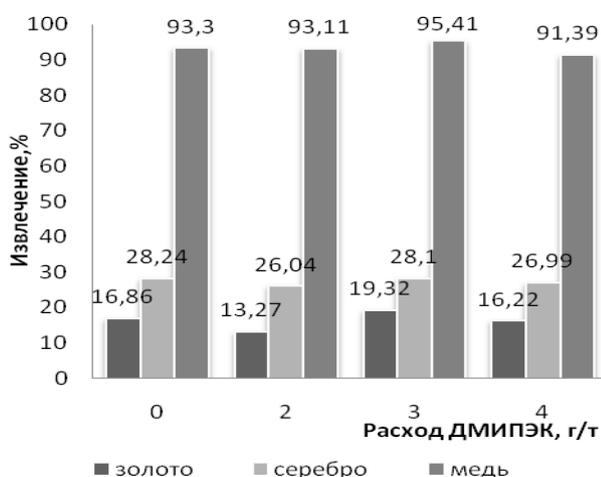


Рисунок 1 - Влияние расхода ДМИПЭК на извлечение металлов руды «НЗФ»

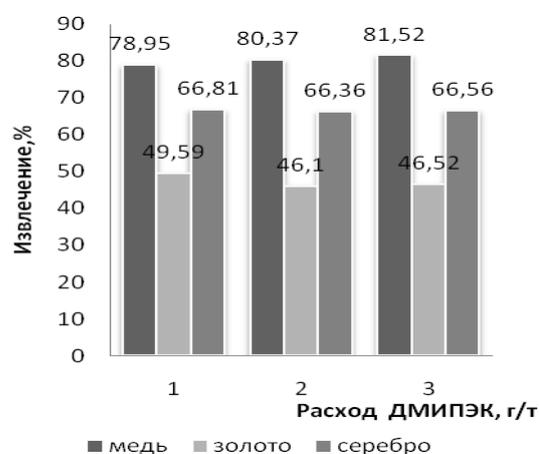


Рисунок 2 - Влияние расхода ДМИПЭК на извлечение металлов «ЧШ»

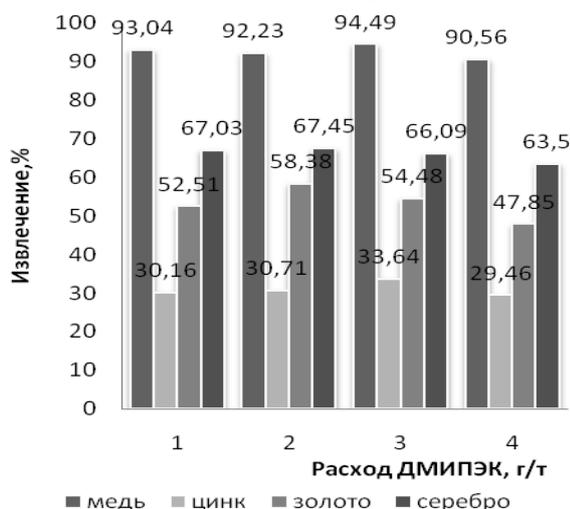


Рисунок 3 - Влияние расхода ДМИПЭК на извлечение металлов из руды «ЯМ» в медный концентрат

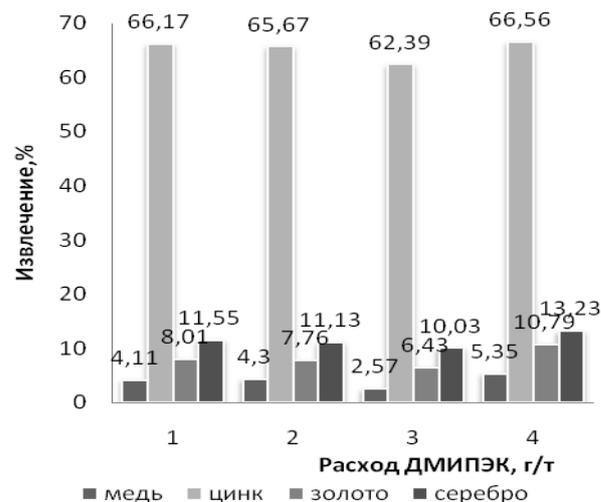


Рисунок 4 - Влияние расхода ДМИПЭК на извлечение металлов из руды «ЯМ» в цинковый концентрат

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Для изучения флотационной способности реагент подавали на флотацию:

- а) в качестве пенообразователя с собирательными свойствами;
- б) дополнительного собирателя со вспенивающими свойствами.

Изучалась возможность повышения извлечения меди, золота, серебра в концентраты при использовании реагента «ДМИПЭК».

За основу были приняты оптимальные технологические режимы, рекомендованные для промышленной переработки представленного сырья. Стандартный набор применяемых реагентов: известь, сульфогидрат натрия, цинковый купорос, ксантогенат калия бутиловый, спиртовая фракция капролоктама (СФК)

Переменным фактором испытаний был выбран расход и сочетания реагента «ДМИПЭК» со вспенивателем СФК (руды «ФНС», «НЗФ», «ЯМ»), с собирателем ксантогенатом бутиловым калия (шлак «ЧШ»). Результаты открытых флотационных опытов представлены на графиках (рисунок 1-4).

Полученные результаты свидетельствуют о том, что применение на различных минеральных комплексах реагента «ДМИПЭК» позволяет улучшить показатели обогащения по извлечению меди, золота, серебра в концентрат. Расход, соотношения, точки подачи «ДМИПЭК» необходимо рассматривать конкретно для каждого типа сырья.

Обобщенно можно заключить, что подача «ДМИПЭК» во флотационный процесс переработки медного и медно-цинкового сырья позволяет получить прирост по извлечению меди 2-4 %, по извлечению золота 5 %, по извлечению серебра 2 % в грубые концентраты. На суммарное извлечение цинка значительного влияния «ДМИПЭК» не выявлено.

ФЛОТОРЕАГЕНТЫ НА ОСНОВЕ СКИПИДАРА И ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ*

Н.Ф. Салахутдинов С.А. Кондратьев¹, В.И. Ростовцев¹, О.И. Яровая

e-mail: anvar@nioch.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск

Учреждение Российской академии наук Новосибирский Институт органической химии Сибирского отделения РАН (НИОХ СО РАН)

¹e-mail: benevikt@misd.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск

Учреждение Российской академии наук Институт горного дела Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН)

В последнее время на горно-обогатительных предприятиях наметилось прогрессирующее ухудшение качества перерабатываемых руд и, как следствие, вовлечение в переработку труднообогатимых руд сложного вещественного состава, характеризующихся низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью и близкими свойствами минералов. Для такого минерального сырья используется наиболее распространенный метод флотационного обогащения, в котором оп-

* Работа выполнена при финансовой поддержке Сибирского отделения РАН (междисциплинарный проект № 124)

ределяющую роль имеет используемый реагентный режим.

Цель настоящих исследований – поиск, получение (синтез) и экспериментальная проверка новых оригинальных и эффективных флотационных реагентов-собирателей на основе дешевого и возобновляемого сырья.

Известно, что современные флотореагенты наряду с алифатическими и олефиновыми фрагментами содержат в своей структуре такие элементы, как сера и азот. В связи с этим было решено синтезировать в качестве флотореагентов соединения, имеющие в своей структуре алифатические, олефиновые фрагменты и атомы серы.

В качестве исходного сырья предложено использовать скипидар, который является возобновляемым сырьем и состоит из монотерпеновых олефинов, позволяющих путем несложных химических трансформаций получать композиционные смеси, обладающие заданными свойствами.

В качестве исходного реагента использовался скипидар сульфатный (ТУ 13-0251078-55-89, изготовитель: ОАО «Селенгинский ЦКК», г. Селенгинск), очищенный перегонкой при пониженном давлении (35 мм. рт. ст., отобраны фракции до 75°C). Основные его компоненты показаны на рисунке 1.

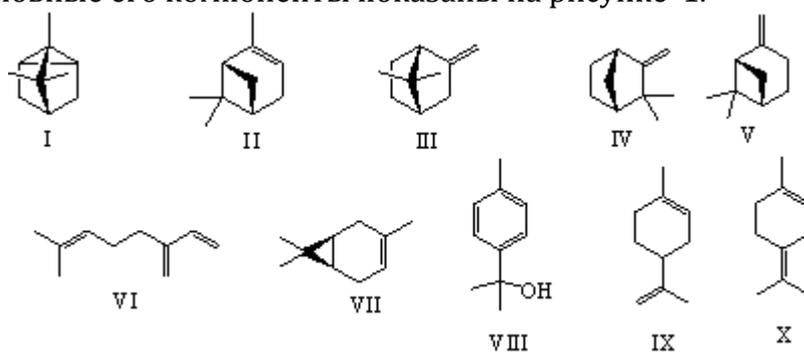


Рисунок 1

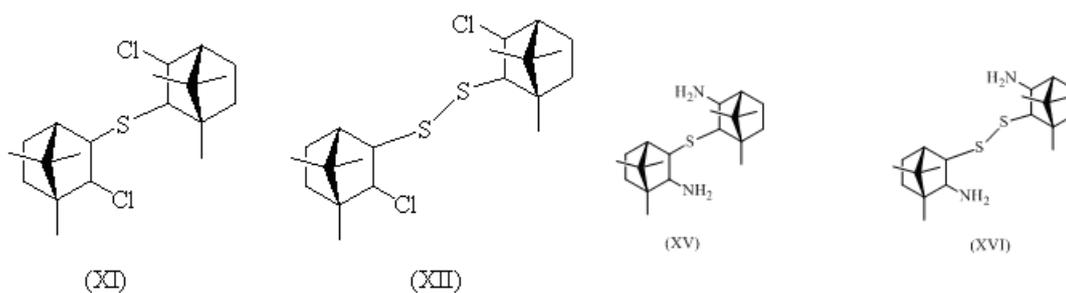


Рисунок 2

Содержание основных компонентов в очищенном скипидаре по данным хромато-масс анализа: 0.3% - трициклен (I), 78.1% - α -пинен (II), 0.3% - α -фенхен (III), 1.4% - камфен (IV), 4.8% - β -пинен (V), 0.7% - β -мирцен (VI), 9.0% - Δ^3 -карен (VII), 0.3% - п-цимол (VIII), 4.8% - дипенетен (IX), 0.3% - терпинолен (X).

Как видно из приведенных выше данных, основные компоненты перегнанного скипидара (93%) это монотерпеновые соединения, содержащие одну двойную

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

связь. В связи с этим, считали целесообразным провести синтез веществ на основе скипидара, содержащего в своем остове как природный монотерпеновый остаток, так и химические элементы, входящие в состав известных флотореагентов. Для этого выполнены реакции взаимодействия с однохлористой и двуххлористой серой и получены экспериментальные образцы.

В качестве ожидаемых продуктов возможно образование мостиковых соединений типа (XI) и соединений типа (XII). Из литературных данных известно, что использование сульфоксидов в качестве современных флотореагентов является перспективным направлением. В связи с этим, нами были получены надкислоты и проведены взаимодействия образцов 4 и 6 с надуксусной кислотой с целью получения сульфоксидных групп по мостиковым атомам серы.

Современные флотореагенты, используемые в горной промышленности, содержат в своем остове атомы азота в виде солей первичных, вторичных и четвертичных аммонийных солей, в виде оксимов и гидроксиламинов. Основываясь на этих данных, проведены реакции взаимодействия полученных на основе скипидара серосодержащих мостиковых соединений с аммиаком и первичными аминами. В качестве ожидаемых продуктов в образцах реагентов возможно образование соединений типа (XV), и мостиковых аминов типа (XVI).

Таблица - Результаты флотации Cu-Ni руды с использованием продуктов переработки скипидара (ППС)

Расход реагента, г/т руды	Продукты	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %		Σε _{осн}	Σε _{осн+конт}
			Cu	Ni	Cu	Ni		
Ксантогенат бутиловый (опыт сравнения)								
150	Кт осн	25,6	7,800	3,310	93,3	76,6	169,9	186,6
	Кт контр	10,5	1,010	1,230	5,0	11,7		
	Хвосты	63,0	0,059	0,200	1,7	11,7		
	Исходная	100	1,94	1,00	100	100		
Реагент Я-15								
150	Кт осн	18,3	9,821	2,620	88,5	46,0	134,5	151,3
	Кт контр	9,4	0,983	1,354	4,6	12,2		
	Хвосты	75,3	0,195	0,589	6,9	4,8		
	Исходная	100	2,03	1,04	100	100		
Реагент Я-78-1								
150	Кт осн	25,2	8,360	3,020	95,1	67,3	162,4	181,0
	Кт контр	9,1	0,710	1,950	2,9	15,7		
	Хвосты	65,7	0,067	0,290	2,0	17,0		
	Исходная	100	2,22	1,13	100	100		
Реагент Я-78-1								
225	Кт осн	26,4	7,769	2,850	95,0	71,4	166,4	181,2
	Кт контр	8,7	0,701	1,452	2,8	12,0		
	Хвосты	64,9	0,070	0,270	2,2	16,6		
	Исходная	100	2,16	1,05	100	100		

Технологические исследования с использованием метода флотации проводились на примере труднообогатимой медно-никелевой руды, содержащей 2,15÷2,3% Cu и 1,04÷1,12% Ni.

Измельчение руды до крупности 89 – 90% класса –0,071 мм производили в рольганговой мельнице при Т:Ж = 1:5. При флотации расход реагентов: ксантогената – Кх и вспенивателя – Т-86 – был постоянным.

Следует отметить, что при флотации использовался как чистый бутиловый ксантогенат калия, так и новые реагенты-собиратели на основе скипидара (продукты переработки скипидара – ППС). Были исследованы порядка 20 образцов реагентов, отличающиеся составом и строением.

Технологическая схема и расход реагентов показаны на рисунке 3, а результаты флотации приведены в таблице.

Анализ приведенных данных показал, что применение химических соединений на основе дешевого и возобновляемого растительного сырья – скипидара – в качестве флотационных реагентов эффективно при переработке сульфидного сырья. Установлено, что при большем (в 1,5 раза) расходе ППС по сравнению с бутиловым ксантогенатом калия, достигнуты близкие технологические показатели при флотации Cu–Ni руды. Извлечение меди в основной (коллективной) флотации при использовании реагента Я-78-1 составило 95,1% (ксантогенатный режим 93,3%). Извлечение никеля ниже, но увеличение расхода реагента Я-78-1 позволяет получать близкие технологические показатели.

Таким образом, поиск новых реагентов на основе возобновляемого растительного сырья и их использование при обогащении сульфидных руд является перспективным направлением.



Рисунок 3. Технологическая схема флотации медно-никелевой руды

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ РАСЧЕТА КОНСТАНТЫ СКОРОСТИ ФЛОТАЦИИ

А.А. Николаев

e-mail: nikolaevopr@mail.ru, Россия, г. Москва,

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

В работе рассмотрены современные представления по исследованию константы скорости флотации, приведены выражения для расчета константы скорости с

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

учетом многофакторных особенностей процесса.

Константа скорости флотации – главная оценка флотационной активности минералов, поэтому изучение структуры константы с целью количественной описания процесса флотации, расширения знаний о механизме флотации и управлении технологическими показателями является актуальной задачей.

В исследованиях К.Ф. Белоглазов, К. Сазерленда, Х. Томлисона, М. Флеминга показано, что флотацию можно представить как процесс первого порядка:

$$dC/dt = -kC, \quad (1)$$

где k – константа скорости флотации; C – массовая концентрация частиц.

Наибольшее распространение получило уравнение К.Ф. Белоглазова:

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt}, \quad (2)$$

где ε – извлечение частиц за время флотации t ; k – константа скорости флотации.

Одним из общепринятых методов изучения константы скорости флотации является вероятностный подход. В этом случае вероятность флотации принято записывать, как произведение вероятностей элементарных subprocessов:

$$P = P_c P_a P_e P_f \quad (3)$$

где P_c – вероятность столкновения частицы с пузырьком; P_a – вероятность закрепления частицы на пузырьке; P_e – вероятность удержания частицы на пузырьке; P_f – вероятность выхода частицы из пены в концентрат.

Для расчета вероятностей subprocessов предложены различные формулы, выведенные при ряде допущений и включающие эмпирические коэффициенты. Большинство формул посвящено расчету вероятности столкновения P_c . Вероятность закрепления и удержания частицы на пузырьке рассчитывается с использованием P_c и результатов экспериментальных данных по флотиремости минералов.

Такой подход связан с трудностями при расчете P_a и P_e , вызванными многофакторностью процесса закрепления и удержания частиц на пузырьках, необходимостью учета свойства минеральных частиц, пузырьков воздуха, номенклатуры флотационных реагентов, гидродинамических параметров.

Наибольший интерес представляет формула К.Ф. Белоглазова для оценки константы скорости флотации и вероятности закрепления и удержания частицы на пузырьке воздуха.

$$k = V P_{ae} \quad (4)$$

$$P_{ae} = l \left(\frac{\gamma C_r}{\gamma C_r + 1} - \frac{b C_r}{b C_r + 1} \right) d^2 \quad (5),$$

где V – коэффициент; P_{ae} – вероятности закрепления и удержания частицы на пузырьке воздуха; C_r – концентрация собирателя; γ – адсорбционная постоянная вещества по отношению к данному минералу.

Достоинством формул (4) и (5) является учет не только свойств минеральных частиц, но и характеристик собирателя и его концентрация.

Л. Мао и Р. Юн, рассматривая процесс флотации, как (1), предложили выражение для описания константы скорости флотации вида (6):

$$k = \frac{1}{4} S_b P, \quad (6)$$

где S_b – площадь поверхности пузырьков, приходящаяся на единицу поперечного сечения флотационной камеры, перемещающихся из камеры в единицу времени; P – вероятность флотации, которая рассмотрена по К. Сазерленду:

$$P = P_c P_a (1 - P_d), \quad (7)$$

где P_c – вероятность столкновения частицы с пузырьком воздуха; P_a – вероятность закрепления частицы на пузырьке; P_d – вероятность отрыва частицы от пузырька.

После ряда преобразований Л. Мао и Р. Юн предложили выражение для константы скорости флотации в развернутом виде:

$$k = \frac{1}{4} S_b \left[\frac{3}{2} + \frac{4Re^{0.72}}{15} \right] \left(\frac{R_1}{R_2} \right)^2 \exp \left(-\frac{E_1}{E_k} \right) \left(1 - \exp \left[-\frac{\gamma_{lv} \pi R_1^2 (1 - \cos \theta)^2 + E_1}{E_k} \right] \right), \quad (8)$$

$$S_b = 3V_g / R_2 \quad (9)$$

где R_1 и R_2 – радиус частицы и пузырька воздуха; E_1 – энергетический барьер при взаимодействии пузырька с частицей; E_k и E_k' – кинетическая энергия закрепления и отрыва частицы; θ – краевой угол смачивания; γ_{lv} – поверхностное натяжение для жидкости.

Анализ выражения (8) показал, что оно учитывает, как гидродинамические параметры пульпы (S_b , Re , R_1 , R_2 , E_k , E_k'), так и физико-химические параметры (θ , γ_{lv} , E_1) и согласуется с экспериментальными данными. Недостатком (8) является трудность его использования в промышленности при турбулентных режимах.

О ПЕРСПЕКТИВАХ ПРИМЕНЕНИЯ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ НАНОСЕКУНДНЫХ ИМПУЛЬСНЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ В ПРОЦЕССАХ ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

И.А. Хабарова, И.Ж. Бунин, Т.В. Недосекина

e-mail: xabosi@mail.ru; bunin_i@mail.ru, Россия, г. Москва

Учреждение Российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

Уникальность сульфидных медно-никелевых руд Норильского промышленного района (НПР), помимо прочих факторов, заключается в низкой контрастности флотационных свойств пирротина и пентландита, что делает их труднообогатимыми и определяет сложность выделения высококачественного никелевого концентрата (Храмцова и др., 2005).

Для повышения контрастности технологических свойств минерального сырья используются различные виды энергетических воздействий на минералы, минеральные суспензии и воду, а именно: электрохимическая, СВЧ-, электроимпульсная, магнитно-импульсная обработка, воздействие потоком ускоренных электронов, мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ) (Чантурия и др., 2006). Изучение механизмов воздействия электромагнитных импульсных полей высокой напряженности на структурно-химические свойства геоматериалов с целью научного обоснования возможности их применения для повышения контрастности физико-химических и флотационных свойств сульфидных минералов является важной научно-технической задачей. Применительно к сульфидным медно-никелевым рудам НПР представляется перспективным использование МЭМИ в качестве операции предварительного энергетического воздействия для подготовки минерального сырья к последующему процессу флотации.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В настоящей работе представлены данные о преобразованиях поверхности пирротина ($Fe_{1-x}S$) и пентландита ($(Fe,Ni)_9S_8$) при воздействии высоковольтных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ), а также о влиянии МЭМИ на технологические показатели флотации при обогащении богатой медно-никелевой руды.

Электроимпульсную обработку минералов проводили на лабораторной установке УОМЭП – 1 (УРАН ИПКОН РАН). Длительность импульсов не превышала 10 нс, напряженность электрической компоненты поля $\sim 10^7$ В/м, энергия в импульсе – 0,1 Дж, частота повторения импульсов – 100 Гц; диапазон изменения суммарной «дозы» (продолжительности) электроимпульсного воздействия – от $0,5 \cdot 10^3$ до 10^3 импульсов.

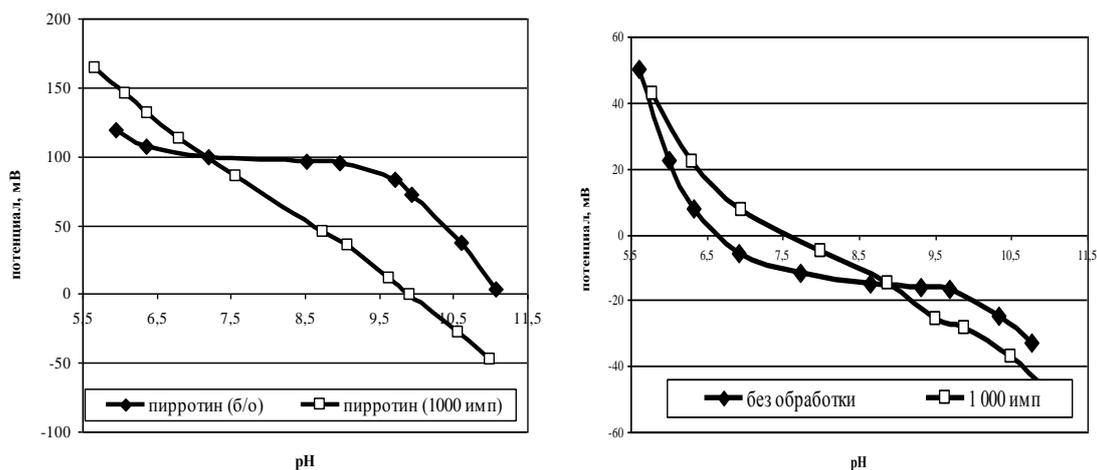
МЭМИ вызывают изменение структурного состояния, химического и фазового состава поверхности, сорбционных и флотационных свойств пирротина и пентландита (Бунин и др., 2010). При импульсном воздействии одновременно с процессами дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов происходит последовательное окисление поверхности сульфидов с образованием тонкой окисной пленки, покрывающей новообразования с различной сложной морфологией. Физико-химическими методами диагностируется появление элементарной серы, сульфатов и оксидов двух- и трехвалентного железа (Иванова и др., 2008). Предварительными исследованиями установлены оптимальные параметры и условия предварительной импульсной обработки минералов, при которых происходит повышение флотационного разделения данных минералов (Чантурия и др., 2007; Хабарова, 2008).

Получены экспериментальные данные о влиянии МЭМИ на электрохимические свойства (электродный потенциал) пирротина и пентландита (рисунок 1), согласно которым электродный потенциал пирротина при обработке 10^3 имп сдвигается в сторону более отрицательных значений (рисунок 1а). Максимальная разница значений электродного потенциала до и после обработки ($\Delta\varphi_{\max}$) равна 73 мВ, достигается в щелочной среде при pH 10. Электродный потенциал пентландита при обработке 10^3 имп сдвигается в сторону более положительных значений при pH $5,5 \div 8,7$ (рисунок 1б). В диапазоне значений pH от 8,7 до 11 потенциал поверхности обработанного пентландита незначительно снижается (на 10 мВ).

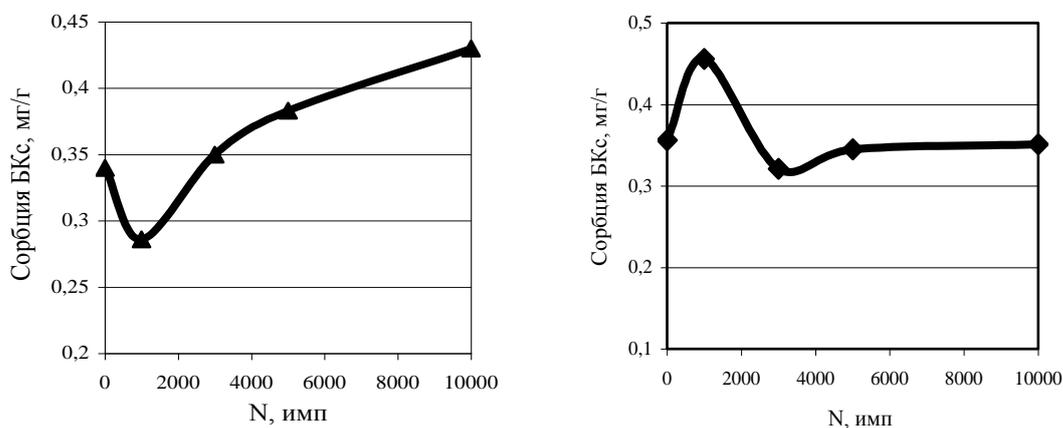
Поскольку электродный потенциал поверхности минерала в значительной степени определяет энергетическое состояние поверхности, а значит и ее сорбционные свойства (Чантурия и Шафеев, 1977), было изучено влияние МЭМИ на сорбцию бутилового ксантогената калия (БКс) на поверхности исследуемых минералов. Минимальная сорбция реагента БКс (снижение на 17 %) на поверхности пирротина обнаружена при режиме воздействия 10^3 имп (рисунок 2а), что вполне согласуется с данными по влиянию обработки МЭМИ на электродный потенциал пирротина: резкий сдвиг электрохимического потенциала пирротина в область более отрицательных значений (рисунок 1а) приводит к снижению сорбции анионного собирателя на минерале. Максимум сорбции БКс на пентландите обнаружен при режиме воздействия 10^3 имп (рисунок 2б).

Таким образом, в процессе электромагнитного импульсного воздействия (всего 10^3 имп) электродный потенциал пирротина вследствие образования гидроокис-

ных соединений железа сдвигается в отрицательную сторону, что обеспечивает снижение сорбции ксантогената и, как следствие, уменьшение флотационного извлечение минерала, тогда как электродный потенциал пентландита приобретает более положительные значения за счет дополнительного образования элементарной серы, что вызывает увеличение сорбции ксантогената и, как следствие, повышение извлечения сульфида.



а) б)
Рисунок 1 – Влияние МЭМИ на электродный потенциал пирротина (а) и пентландита (б); белые точки – обработка МЭМИ; черные – б/о



а) б)
Рисунок 2 – Влияние МЭМИ-обработки на сорбцию БКс на пирротине (а) и пентландите (б)

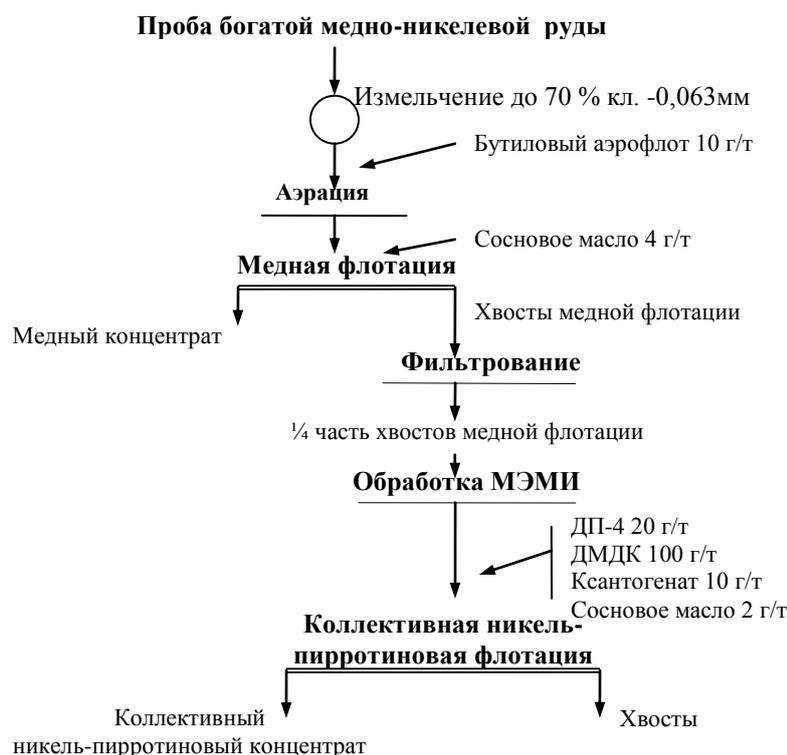


Рисунок 3 – Схема проведения исследования влияния МЭМИ на флотацию богатой медно-никелевой руды

Для проведения экспериментальных исследований рудной флотации использовали пробу пирротинсодержащей медно-никелевой руды Талнахского месторождения. По данным минералогического анализа руда на 80 – 85 % состоит из сульфидов. Основные минералы: пирротин, халькопирит, пентландит, магнетит, борнит, валлериит.

Технологическая схема исследования и реагентный режим флотации богатой медно-никелевой руды приведены на рисунке 3.

Для исследования влияния МЭМИ на технологические показатели флотации богатой сульфидной медно-никелевой руды были выбраны режимы электроимпульсной обработки $0.5 \cdot 10^3$ и 10^3 импульсов, при которых в экспериментах по номинеральной флотации максимально проявлялся эффект разделения пирротина и пентландита (Чантурия и др., 2007; Хабарова, 2007, 2008).

Также для сравнения были поставлены флотационные опыты по реагентному режиму, приближенному к фабричному, но без электроимпульсной обработки хвостов медной флотации (базовый опыт).

Как видно из полученных результатов (таблица 1), обработка МЭМИ хвостов медной флотации богатой медно-никелевой руды приводит к увеличению извлечения никеля в никель-пирротиновый концентрат при улучшении его качества по никелю по сравнению с базовым опытом.

Таблица 1 – Технологические показатели флотации богатой медно-никелевой руды до и после обработки МЭМИ

Наименование продукта	Выход		Содержание, %		Извлечение, %	
	г	%	Ni	Cu	Ni	Cu
Си концентрат	126,31	42,72	1,79	12,93	26,16	87,72
Без МЭМИ-обработки						
Никель-пирротиновый концентрат	17,36	41,1	6,81	2,27	75,40	69,40
Хвосты	24,88	58,9	1,55	0,70	24,60	30,60
Исходное питание	42,24	100	3,70	1,34	100	100
0,5·10³ импульсов						
Никель-пирротиновый концентрат	16,57	40,57	7,20	2,28	77,48	68,04
Хвосты	25,31	59,43	1,45	0,70	22,52	31,96
Исходное питание	41,88	100	3,70	1,32	100	100
10³ импульсов						
Никель-пирротиновый концентрат	17,28	41,17	7,20	2,34	78,59	72,55
Хвосты	24,69	58,83	1,34	0,69	21,31	27,45
Исходное питание	41,97	100	3,70	1,37	100	100

В результате электроимпульсного воздействия ($0,5 \cdot 10^3$ имп) содержание никеля в никель-пирротиновом концентрате увеличивается на 0,4%, а извлечение никеля – на 2,08 %. При обработке 10^3 имп извлечение никеля в никель-пирротиновый концентрат увеличивается на 3,29% при улучшении качества (на 0,26%) по сравнению с базовыми опытами.

Таким образом, в результате проведенных исследований на примере богатой сульфидной медно-никелевой руды продемонстрирована возможность применения высоковольтной наносекундной импульсной обработки минерального сырья для интенсификации процессов флотационного обогащения медно-никелевых руд.

ПОВЫШЕНИЕ КОРРОЗИОННОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ФЕРРОСИЛИЦИЯ В ПРОЦЕССАХ ТЯЖЕЛОСРЕДНОГО ОБОГАЩЕНИЯ КИМБЕРЛИТОВ

Е.Н. Чернышева, Е.Л. Чантурия, В.В. Морозов, Г.П. Двойченкова¹, В.И. Богачев¹

e-mail: dchmggu@mail.ru, Россия, г. Москва,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ГОУ ВПО МГГУ)

¹Россия, г.Москва

Учреждение Российской академии наук Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

Наиболее часто применяемым утяжелителем при обогащении алмазоносных кимберлитов является гранулированный ферросилиций. Суспензия для тяжелосреднего обогащения на фабрике АК «АЛРОСА» готовится из ферросилиция марки

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

«Samancor» 270D – 80 % и «KUMBA» – 20 %. Процесс разделения происходит в суспензии с плотностью разделения 2,7-2,8 г/см³; в центробежном поле гидроциклона плотность разделения повышена до 3,2 г/см³, что позволяет с высокой степенью селективности отделить алмазы от сопутствующей минеральной массы.

Регенерация утяжелителя осуществляется на барабанных магнитных сепараторах. Размагничивание частиц измельченного ферросилиция производят при напряженности поля 4–5 кА/м, для гранулированного ферросилиция напряженность в 2–3 раза больше. Расход ферросилиция в тяжелосредних процессах составляет 150 – 200 г/т руды. Безвозвратных потери гранулированного ферросилиция в значительной мере связаны с выводимой в отвал немагнитной фракцией магнитного сепаратора.

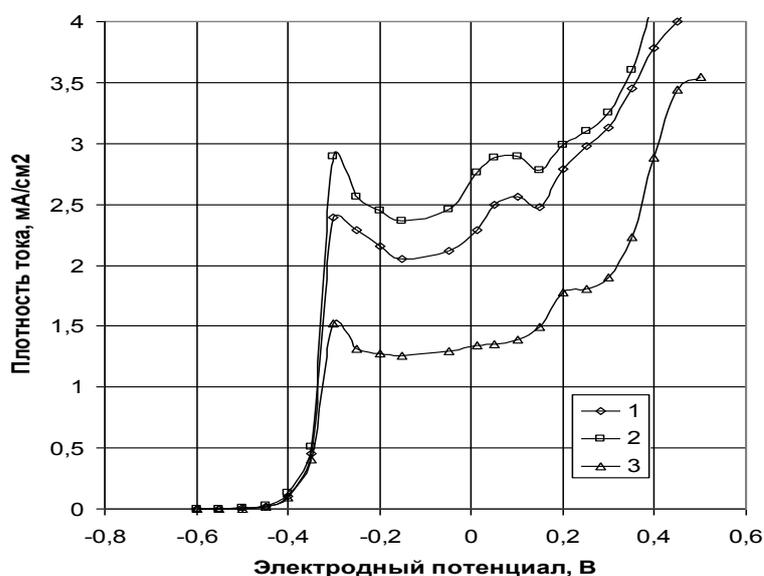
Основной причиной безвозвратных потерь ферросилиция является его интенсивное окисление в промышленных условиях в результате длительного контакта с водо-воздушной средой под воздействием изменяющейся щелочности и температуры. Окисление ферросилиция способствует уменьшению его магнитной восприимчивости и ведет к потерям при регенерации. Так, если удельная магнитная восприимчивость свежего ферросилиция при напряженности магнитного поля 1000 и 1520 Э составляет 0,109 и 0,0899 см³/г, то для окисленного образца в этих же условиях магнитная восприимчивость уменьшается почти в 2 раза и составляет 0,049 и 0,042 см³/г, соответственно.

При интенсивном перемешивании суспензии доступ кислорода к ним облегчается, а трение их друг о друга способствует разрушению защитной пленки на поверхности, что также приводит к повышению скорости коррозии.

Результатом окисления ферросилиция так же является увеличение предельного напряжения сдвига суспензии до 329–440 дин/см², вязкости – до 21–26 мП.

На процесс коррозии ферросилиция основное влияние оказывают параметры ионного состава жидкой фазы суспензии. Повышение ионной силы раствора и, особенно, концентрации хлоридных ионов, вызывает изменение кинетики окислительных процессов на ферросилиции за счет деполяризации реакции анодного растворения фазы железа в ферросилиции. Сила тока реакции анодного окисления ферросилиция в области потенциалов -300 - +400 мВ возрастает на 20-22% (рисунок 1).

Рисунок 1 - Поляризационные кривые ферросилицевого электрода в чистой (1), оборотной (2) воде, катодите (3)



Увеличение электродного потенциала ферросилиция на 45 мВ увеличивает скорость растворения минерала (при сохранении электрохимической кинетики) на 25%.

Другим фактором, прямо влияющим на показатели тяжелосредного обогащения, являются реологические свойства суспензии и связанные с ними электрокинетические параметры ферросилиция. Результаты электрокинетических измерений (проведенные методом электрофореза) показали, что в оборотной воде дзета-потенциал ферросилициевой суспензии снижается в 1,2 раза быстрее, чем в свежей воде. Абсолютные значения дзета-потенциала ферросилиция в оборотной воде вдвое ниже, чем в чистой воде (таблица 1). При этом скорость осаждения суспензии в оборотной воде на 17% выше, чем чистой воде.

Таблица 1 - Электрохимические параметры и устойчивость суспензии ферросилиция в свежей технической и оборотной воде

Электрохимические и реологические параметры	В оборотной воде	В чистой воде
Электродный потенциал ферросилиция, мВ	-100	-125
Дзета - потенциал ферросилиция, мВ	-0,56	-1,12
Скорость осаждения суспензии, мм/с	0,95	0,82

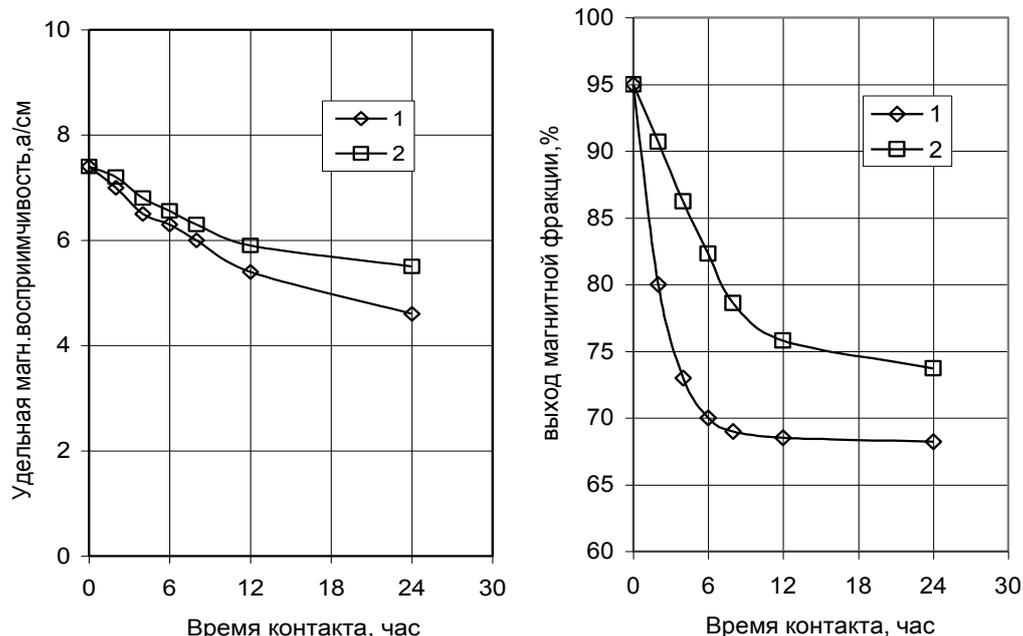


Рисунок 2 - Изменение магнитных свойств ферросилиция (А) и способности суспензии к регенерации (Б) при окислении ферросилиция:
1 – в оборотной; 2 – в чистой воде

Анализ зависимости, представленной на рисунке 2, показывает, что после выдерживания в оборотной воде магнитная восприимчивость ферросилиция снижается на 25-30 % быстрее, чем в чистой воде, и в той же пропорции растут потери фер-

росилиция в цикле регенерации.

Таким образом, интенсивное окисление ферросилиция при использовании оборотной воды вызывает снижение его магнитной восприимчивости и уменьшение электрокинетического потенциала поверхности зерен, что ведет к увеличению потерь утяжелителя и снижению эффективности процесса тяжелосредного обогащения алмазосодержащих кимберлитов.

Перспективным путем решения задачи повышения технологических свойств ферросилициевой суспензии является применение электрохимического метода водоподготовки, обеспечивающего направленное регулирование поверхностных свойств твердой фазы (ферросилиция) и реологических характеристик разделяющей среды.

Для поддержания оптимальных значений pH и ОВП ферросилициевой суспензии предлагается использовать катодный продукт диафрагменной электрохимической обработки оборотной воды (католит). Катодная обработка проводится в диафрагменном электролизере с электродами: анод – ОРТА, катод – нержавеющая сталь.

Плотность тока на электродах – 500 А/м², напряжение на электродах при непрерывной работе электролизера меняется от 13 до 17 В. Применение католита существенно уменьшает интенсивность процессов окисления, о чем свидетельствуют меньшие значения тока окисления ферросилиция на поляризационных кривых (см. рисунок 1).

Результаты исследований показали, что подача католита в операцию регенерации ферросилициевой суспензии снижает интенсивность окисления ферросилиция и снижения его технологических свойств.

Добавление католита при pH суспензии от 7,6 до 11,0 приводит к стабилизации магнитных свойств ферросилиция и меньшим на 30-40% потерям ферросилиция при его магнитной регенерации (рисунок 3). Дальнейшее увеличение pH до 11,6 не приводит к существенному положительному результату, как в продолжительности сохранения магнитных свойств, так и улучшении показателей магнитной регенерации.

Таким образом, результатами проведенных исследований показано, что ин-

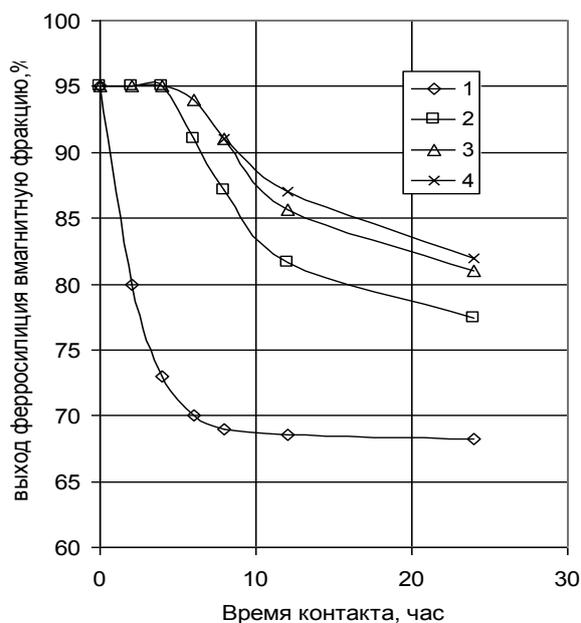


Рисунок 3 - Выход ферросилиция в магнитную фракцию при регенерации суспензии:

1 – без католита (pH = 7,6, ОВП = 480 мВ, $E_{\text{фс}} = -80$ мВ); 2 – с католитом (pH = 10,0, ОВП = -460 мВ, $E_{\text{фс}} = -260$ мВ); 3 – с католитом (pH 11,0, ОВП = -560 мВ, $E_{\text{фс}} = -320$ мВ); 4 – с католитом (pH 11,6, ОВП = -680 мВ, $E_{\text{фс}} = -420$ мВ)

тенсивное окисление ферросилиция при использовании оборотной воды вызывает снижение его магнитной восприимчивости и уменьшение электрокинетического потенциала поверхности зерен. Применение в качестве реагента-регулятора катодного продукта диафрагменной электрохимической обработки обеспечивает снижение скорости окисления минерала, смещение электродного и дзета-потенциала ферросилиция в область отрицательных значений, снижения скорости падения его магнитной восприимчивости.

ВЕРОЯТНОСТНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ ПРИ ГРАВИТАЦИОННОМ ОБОГАЩЕНИИ РУД

А.В. Богданович, А.М. Васильев, С.А. Урнышева, В.В.Марчевская¹, Ю.А. Поспелова¹

e-mail: Science@mekhanobr.spb.ru, Россия,

г. Санкт-Петербург, ЗАО «Механобр инжиниринг»;

¹Россия, г. Апатиты, Горный институт Кольского НЦ РАН

Разделение минералов при обогащении руд имеет, безусловно, вероятностный характер.

Использование принципов теории вероятности для прямой оценки эффективности обогащения может быть успешным в том случае, когда имеется непосредственная количественная связь между показателями разделения и параметром разделения. Именно к таким методам относятся физические методы обогащения руд и материалов.

Параметрами разделения могут быть ядерно-физические аналитические параметры, плотность, магнитная восприимчивость, диэлектрическая проницаемость, проводимость и т.д. При этом важными условиями использования вероятностных подходов для оценки эффективности разделения зёрен являются высокая точность определения параметра разделения и достаточно тесная связь последнего с содержанием полезного компонента в разделяемых свободных зёрнах минералов и в их агрегатах.

Флотационные методы обогащения для прямой вероятностной оценки подходят хуже, поскольку на флотационный процесс влияет масса параметров, большая часть из которых либо неточно измеряется, либо недостаточно тесно связана с показателями обогащения, либо вообще не может быть учтена.

Известно, что даже в открытых флотационных опытах, поставленных в одинаковых условиях, средние квадратичные отклонения извлечения нередко достигают 4-5% и более. Поэтому при интерпретации результатов флотации широко используются корреляционные связи между условиями реализации процесса и его результатами. При этом о параметрах разделения уже речь вообще не идёт.

Примером успешного непосредственного использования вероятностных подходов для расчёта показателей обогащения может быть покусковая рентгенорадиометрическая сепарация.

Если известны величины аналитических параметров разделения отдельных кусков руды в представительной пробе, а также их вариации, определённые путем

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

их измерения в лабораторных условиях, то, введя суммарные средние квадратичные погрешности разделения в промышленных сепараторах, можно с высокой достоверностью определить конечные результаты рентгенорадиометрического обогащения на производстве. А, главное, возможен предварительный многовариантный расчёт показателей обогащения при различных уровнях порога разделения и, таким образом, оптимизация процесса не только с технологической, но и с экономической точки зрения.

Гравитационные методы обогащения основаны на использовании плотности, как основного параметра разделения.

Зависимость извлечения полезного компонента от плотности разделения крупнокусковых и мелкозернистых руд и материалов в тяжёлых суспензиях и отсадкой вполне удовлетворительно могут быть интерпретированы с использованием нормального закона распределения, для чего необходимо определение лишь двух параметров: порога плотности разделения δ_p и средней квадратичной ошибки разделения σ (или срединного отклонения E_{pm}). Это позволяет надёжно прогнозировать результаты обогащения этими методами по данным гравитационного анализа представительной пробы, а также рассчитывать варианты обогащения при разных пороговых значениях плотности разделения.

Интегральная кривая нормального закона распределения полностью определяется при наличии данных всего лишь в двух её точках. Это, в свою очередь, даёт возможность при изучении влияния на процесс обогащения различных факторов (вязкость и сопротивление сдвигу суспензии, режимы пульсации при отсадке, конструктивные особенности сепараторов и т.д.) оперативно определять величину средней квадратичной ошибки разделения по сумме взаимных засорений легкой и тяжелой фракций.

Вероятностная оценка эффективности разделения при использовании других методов гравитационного обогащения (концентрация на столах, винтовые сепараторы, суживающиеся желоба, центробежные концентраторы и т.д.) пока не нашла широкого распространения. Это связано с трудностями определения как пороговой плотности разделения, так и величины средней квадратичной ошибки разделения.

В процессе наших исследований были разработаны методы вероятностной оценки эффективности гравитационного разделения мелкозернистых и тонкоизмельчённых руд и материалов различными способами.

Эксперименты на искусственных смесях и реальных рудах позволили показать, что нормальный закон распределения может быть использован для интерпретации показателей обогащения и в этих методах гравитационного обогащения.

Знание средних квадратичных ошибок разделения на различных гравитационных аппаратах позволяет оптимизировать режимы их работы, а также объективно оценивать эффективность каждого из них при обогащении конкретных руд, что даёт возможность правильного формирования технологических схем обогащения и выбора наиболее эффективного обогатительного оборудования.

СРАВНЕНИЕ ГРОХОТА И ГИДРОЦИКЛОНА В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

А.Е.Пелевин

e-mail: a-pelevin@yandex.ru, Россия, г. Екатеринбург,
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального
образования «Уральский государственный горный университет (ГОУ ВПО УГГУ)

Выполнять прямое сравнение грохота и гидроциклона даже в условиях одной секции ОФ сложно, так как в этих аппаратах реализованы различные принципы разделения. Для сравнения необходимо обеспечить постоянство крупности одного из продуктов разделения, например слива и подрешётного продукта, что практически невозможно, так как требует подбора размеров сит грохота, диаметра песковых насадок и других параметров гидроциклонов. Кроме того, необходимо обеспечить производительность одного аппарата, обеспечивающую максимальную эффективность разделения. Поэтому предварительное сравнение двух различных аппаратов можно проводить по показателям эффективности и (или) по достигаемым показателям продуктов разделения. Но окончательный вывод о преимуществе грохота или гидроциклона нужно делать по конечным технологическим и экономическим показателям работы не конкретных аппаратов, а технологической секции.

Сравнение грохота с $a=0,1$ мм и гидроциклонов CAVEX (400CVX).

При испытаниях на ОФ ОАО «Комбинат КМАруда» грохоты «Derrick» модели 2SG48-60W-5STK обеспечили больший выход подрешётного продукта (58,90 против 47,23 %) и большее извлечение класса -71 мкм в него (82,39 % против 61,88 %). Это основное преимущество грохота над гидроциклоном. Благодаря этому во второй стадии измельчения ОФ ОАО «Комбинат КМАруда» снизилась циркулирующая нагрузка с 110-120 % до 30-60 %, что позволило сократить объём измельчительного оборудования.

Эффективность классификации для грохота выше, чем для гидроциклонов в среднем на 5,09 % (54,92 против 49,83 %). Более высокая эффективность классификации грохота достигается за счёт большего извлечения в подрешётный продукт (в слив) класса -71 мкм, несмотря на также большее извлечение в подрешётный продукт (в слив) и класса +71 мкм. Более высокое извлечение грохотом класса +71 мкм в готовый продукт цикла измельчения привело к увеличению крупности продукта, поступающего на заключительные операции магнитного обогащения: для грохота $\beta^{-71}=80-84$ %, для гидроциклонов $\beta^{-71}=92,5$ %. Но это компенсируется большей массовой долей железа в подрешётном продукте (60,75 %) по сравнению со сливом гидроциклонов (59,5 %) и лучшей подготовкой измельчённого материала для последующего обогащения (меньшее количество породных шламов и меньшее переизмельчение зёрен магнетита).

Сравнение грохота с $a=0,1$ мм и гидроциклонов ГЦ-710.

Результаты сравнительных испытаний грохота «Derrick» модели 2SG48-60W-5STK и ГЦ-710 во второй стадии измельчения при одинаковых производительностях технологических секций ОФ КГОК «Ванадий» приведены в таблице 1. При сравнительных испытаниях производительность одного грохота составляла 100 т/ч.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1 - Результаты сравнительных испытаний грохота с $a=0,1$ мм и ГЦ-710

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %		Эффективность классификации, %
		Fe	-0,071 мм	-0,071 мм	+0,071 мм	
грохот «Деррик» с $a=0,1$ мм						
Подрешётный	24,56	52,71	62,17	70,18	11,88	58,31
Надрешётный	75,44	37,41	8,60	29,82	88,12	
Исходный	100,0	41,16	21,76	100,0	100,0	
ГЦ-710						
Слив	17,63	40,81	60,57	57,29	8,55	48,74
Пески	86,37	44,37	9,67	42,71	91,45	
Исходный	100,0	43,74	18,64	100,0	100,0	

Грохот «Derrick» извлекает в подрешётный продукт только 69,75 % класса -0,071 мм (в связи с высокой нагрузкой), но гидроциклон извлекает в слив ещё меньше этого класса (57,14 %). Извлечение классов -0,28+0,14 мм, наоборот выше для гидроциклона. Массовая доля класса -71 мкм в надрешётном продукте грохота ниже, чем в песках гидроциклона (8,6 % против 9,67 %). Это и предопределило лучшие показатели разделения по крупности на грохоте.

Эффективность классификации грохота выше, чем гидроциклона в среднем на 9,57 % (58,31 против 48,74 %). Более высокая эффективность классификации грохота достигается за счёт большего извлечения в подрешётный продукт (в слив) класса -71 мкм, несмотря на также большее извлечение в подрешётный продукт (в слив) и класса +71 мкм. Для грохота величина ε^{-71} на 12,89 % выше, чем для гидроциклонов (70,18 против 57,29 %), а величина ε^{+71} выше только на 3,33 % (11,88 против 8,55 %).

Выход подрешётного продукта грохота выше на 6,93 % (24,56 против 17,63 %), что снижает циркулирующую нагрузку со 170-180 % до 120-140 %.

Готовый продукт замкнутого цикла измельчения при использовании грохота (подрешётный) на 11,9 % богаче, чем при использовании гидроциклонов (52,71 против 40,81 % Fe), что позволило получить концентрат для агломерации ($\beta_{Fe}=61-62$ %) за две стадии измельчения. Гидроциклоны позволяют получать за две стадии измельчения более бедный промпродукт ММС-III при той же крупности с $\beta_{Fe}=57-58$ %, который требует измельчения для получения концентрата.

Массовая доля железа в классах крупности продуктов разделения грохота и гидроциклона.

В таблице 2 приведён ситовый состав с массовой долей железа в классах крупности подрешётного и надрешётного продуктов грохота с $a=0,1$ мм и слива и песков гидроциклонов ГЦ-500, установленных в замкнутом цикле измельчения второй стадии ОФ КГОК «Ванадий»

Для всех рассматриваемых продуктов с увеличением крупности класса снижается массовая доля железа в нём. Однако для гидроциклона массовая доля железа во всех классах крупности песков больше, чем массовая железа в тех же классах крупности слива. Для грохота наоборот – массовая доля железа во всех классах крупности надрешётного продукта меньше, чем массовая железа в тех же классах крупно-

сти подрешётного продукта.

Таблица 2 - Массовая доля железа в классах крупности продуктов разделения грохота с $a=0,1$ мм и гидроциклона ГЦ-500

Продукт разделения	Показатель класса крупности	Класс крупности, мм					Суммарное значение
		+0,5 6	-0,56 +0,2 8	-0,28 +0,1 4	-0,14 +0,07 1	- 0,071 +0	
Грохот «Derrick» модели 2SG48-60W-5STK с $a=0,1$ мм ($\alpha_{Fe}=44,1$ %)							
Подрешётный	Выход, %	-	-	2,2	31,9	65,9	100,0
	Масс. доля Fe, %	-	-	40,8	51,8	56,8	54,9
	Распределение Fe, %	-	-	1,6	30,1	68,2	100,0
Надрешётный	Выход, %	4,3	20,8	40,3	27,6	7,0	100,0
	Масс. доля Fe, %	20,5	20,3	38,6	47,5	53,8	37,5
	Распределение Fe, %	2,3	11,2	41,4	34,9	10,0	100,0
Гидроциклон ГЦ-500 ($\alpha_{Fe}=53,4$ %)							
Слив	Выход, %	-	0,3	5,8	24,8	69,1	100,0
	Масс. доля Fe, %	-	15,6	22,4	45,2	56,2	51,4
	Распределение Fe, %	-	0,1	2,5	21,8	75,6	100,0
Пески	Выход, %	2,3	11,4	26,5	40,0	19,8	100,0
	Масс. доля Fe, %	24,5	37,6	48,6	60,2	62,4	54,1
	Распределение Fe, %	1,0	7,9	23,8	44,5	22,8	100,0

Все классы крупности песков гидроциклона ГЦ-500 богаче по железу, чем соответствующие классы крупности подрешётного и надрешётного продуктов грохота. Классы крупности более 0,071 мм слива гидроциклона беднее соответствующих классов как подрешётного, так и надрешётного продуктов грохота. Массовая доля железа в классе -0,071 мм слива гидроциклона (56,2 %) больше, чем в надрешётном продукте грохота (53,8 %), но меньше, чем подрешётном продукте грохота (56,8 %).

При этом подрешётный продукт грохота всегда богаче по железу, чем надрешётный. Для гидроциклона, установленного в замкнутом цикле измельчения, как правило, пески содержат больше железа, чем слив (в ряде случаев бывает наоборот). Но для гидроциклона массовая доля железа в тонких классах крупности (менее 0,071 мм) песков всегда больше, чем в этих же классах слива. Следует отметить, что в рассматриваемом примере массовая доля железа в питании грохота была меньше (44,1 %), чем в питании гидроциклонов (53,4 %). Но даже при этом в подрешётном продукте грохота содержится больше железа (54,9 %), чем в сливе (51,4 %) и песках (54,1 %) гидроциклонов.

Оба рассматриваемых аппарата кроме разделения по крупности, частично осуществляют разделение по плотности. Если в гидроциклоне разделение по плотности способствует переходу самых тяжёлых (с высокой плотностью) и богатых по железу зёрен в пески, то в вибрационном грохоте с направленными колебаниями

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

наоборот – сегрегационное расслоение смеси частиц способствует переходу самых тяжелых и мелких зёрен в подрешётный продукт.

Гидроциклон переводит в слив, прежде всего, самые тонкие и лёгкие частицы, а грохот, с учётом присутствия возмущающих сил переменного направления и постоянного потока воды вдоль деки с пульсациями пульпы в нормальном к деке направлении, переводит в подрешётный продукт в первую очередь мелкие и самые тяжёлые частицы. Поэтому вибрационный грохот, используемый в схемах измельчения и обогащения магнетитовых руд, следует рассматривать не только как аппарат, осуществляющий разделение по крупности, но и как обогатительный аппарат, осуществляющий разделение по плотности.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

*Т.Н. Гзоян, Р.С. Улубабов**

e-mail: mehanobr1@yandex.ru, Россия, г.Белгород

Всероссийский научно-исследовательский институт по осушению месторождений полезных ископаемых, защите инженерных сооружений от обводнения, специальным горным работам, геомеханике, геофизике, гидротехнике, геологии и маркшейдерскому делу (ОАО «ВИОГЕМ»)

*e-mail: magnis@utel.net.ua, Украина, г. Луганск

ООО «НТЦ Магнитной сепарации «МАГНИС ЛТД»

На обогатительной фабрике ОАО «Лебединский ГОК» принята технология рудоподготовки железистых кварцитов с полным самоизмельчением. Практика работы мельниц самоизмельчения показала, что полного самоизмельчения железистых кварцитов не происходит – образуется избыток рудного скрапа и гали, перерабатываемые на отдельной технологической секции по схеме шарового измельчения.

В статье впервые приводится характеристика вещественного состава и микроструктурных особенностей данного материала.

Рудногалечный материал представляет собой в разной степени окатанные обломки руды округлой или удлинённой формы размером от 1,8 до 5,0 (галя) и 0,5-1,7 см (рудный скрап). Макроскопический анализ данного материала показывает, что в гале преобладают силикатно-магнетитовые кварциты (30,0%), а магнетитовые (29,0%) - в рудном скрапе (таблица 1).

Таблица 1 - Результаты рудоразборки рудногалечного материала

Минералогические разновидности	Галя	Рудный скрап
Магнетитовые	30.0	29.0
Силикатно-магнетитовые	30.0	
Слаборудные		3.0
Дайки	5.0	3.0
Сумма, %	65.0	35.0

Железистые кварциты существенно-магнетитового состава имеют среднеполосчатую текстуру, в отдельных кусках разнополосчатую. В разном количестве (до 10%), они содержат силикаты. Силикатно-магнетитовые кварциты характеризуются более широкополосчатыми текстурами. В материале присутствуют дайки диорит-порфирита (8,0%). По форме обломков преобладает округлая или слегка удлиненная форма, встречается и плитчатая. В целом рудногалечный материал крупный, что обусловлено преобладанием в его составе наиболее прочных силикатно-магнетитовых кварцитов.

Микроскопическом изучением аншлифов рудногалечного материала установлено, что слои макроскопически кажущиеся однородными, рудными, в действительности имеют кварцево-магнетитовый состав; при этом магнетит и кварц имеют чрезвычайно сложные взаимопроникающие границы сростаний (рисунок 1). Поражает причудливая форма границ сростаний магнетита и кварца, силикатов и других минералов (рисунок 2).

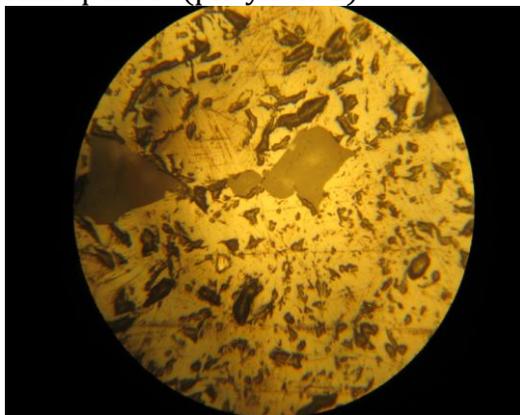


Рисунок 1 – Сложные взаимопроникающие границы сростания магнетита и кварца, полированный шлиф, увел.132

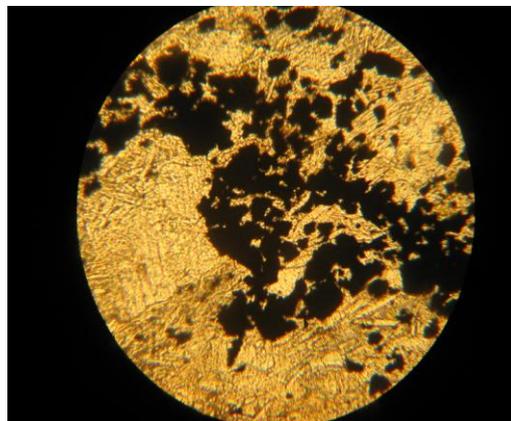


Рисунок 2 – Сложные границы сростания магнетита, кварца и силикатов прозрачный шлиф, увел.132

В нескольких образцах выявлена необычная структурная особенность магнетита. Она состоит в том, что очертания зерен магнетита не ровные, четкие, как обычно, а гофрированные. Такая гофрировка поверхности магнетитовых агрегатов, видимо возникла в результате неоднородности деформаций при пликвативных дислокациях железорудной толщи.

В ряде случаев выявлена неравномерная перекристаллизация кварца в кварцевых слойках с уменьшением размера зерен и усложнением границ их сростания. Крупные зерна магнетита как бы «замурованы» в тонкозернистом кварцевом цементе. Перекристаллизация кварца способствует усилению кристаллизационных связей минералов, повышению прочности отдельных составляющих руды.

Минеральный состав показывает, что в данном материале, по сравнению с исходной рудой, на 5-7% меньше магнетита, на 3-7% больше кварца, а силикатов – от уровня исходной руды до в 1,8 раза больше, кроме того больше и минералов сульфидного комплекса (0.24%) (таблица 2).

Оптико-минералогические исследования рудногалечного материала выявили следующее:

- рудные монослои практически отсутствуют;

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- материал образован, в основном, слоями железистых кварцитов смешанного состава с разным количественным соотношением рудных и нерудных минералов: кварцево-рудных, рудно-кварцевых, рудно-силикатных, силикатно-рудных, рудно-силикатно-кварцевых, кварцево-рудно-силикатных, рудно-карбонатно-силикатных и т.д;
- в существенно рудных слоях наблюдаются чрезвычайно сложные сростания (взаимные прорастания) магнетита и кварца;
- в слоях смешанного состава и магнетит, и гематит имеют ветвисто-сростковую агрегацию, что обуславливает сложные взаимопроникающие границы сростаний рудных минералов с нерудными;
- отмечено наличие образцов руды микроскладчатого, плейчатого строения, в которых границы минеральных сростаний еще более усложнены.
- установлена гофрировка поверхности магнетитовых зерен и агрегатов, что также усложняет минеральные сростания;
- из минералов силикатного комплекса преобладает куммингтонит. Кристаллы куммингтонита игольчатой и призматической формы имеют не субслоистую концентрацию, как обычно, а разнонаправленную ориентировку, что способствует упрочнению связей минералов. В куммингтонито-магнетитовом и магнетито-куммингтонитовом составе отмечается тонкая плейчатость, которая усложняет границы минеральных сростаний и способствуют упрочнению породы;
- - в образцах часто кварцевые слои имеют не мозаичную структуру с простыми очертаниями зерен и границ их сростаний, а извилистые взаимопроникающие границы в его монослоях. Нередко наблюдаются слои перекристаллизованного кварца с уменьшением размера зерен до тысячных долей мм и усложнением границ их сростания. Перекристаллизация кварца способствует усилению кристаллизационных связей минералов, повышению прочности отдельных составляющих руды;
- - в сложнодислоцированной рудной толще, претерпевшей интенсивный тектогенез, железистые кварциты, залегающие в разных частях складчатой структуры (крылья, ядра, замки складок), имеют несколько различные вещественный состав, текстуры, структуры руд и крепость. В наиболее деформированных частях рудного массива залегают руды, образующие в технологическом процессе самоизмельчения рудногалечный материал – галю.

Переработка рудного скрапа и гали осуществляется по схеме шарового измельчения после додрабливания и мокрой магнитной сепарации. На основании оптико-минералогических исследований было предложено переработку рудногалечного материала осуществлять после сухой магнитной сепарации. Представительная проба для испытаний была отобрана до и после додрабливания в конусной дробилке в количестве 2130 и 1985 кг. Опыты по сухой магнитной сепарации проведены на непрерывно действующей установке ООО «НТЦ магнитной сепарации «Магнис ЛТД» (г.Луганск).

Из недробленого рудногалечного материала после предварительного грохочения и сухой магнитной сепарации получены магнитные продукты с массовой долей железа магнитного 30,16 – 30,42%.

Из рудногалечного материала после дробления в конусной дробилке и сухой магнитной сепарации получен магнитный продукт с массовой долей железа магнитного не менее 29,62%.

Таблица 2- Минеральный состав исходной руды и рудногалечного материала (РГМ)

Минерал	исходная руда	РГМ	РГМ	РГМ
Магнетит	36.0	31.2	28.7	36.8
Гематит	4.2	2.9	0.8	
Кварц	34.5	41.2	37.0	37.2
*Куммингтонит	2.1	7.9	20.8	6.4
*Актинолит	6.2	3.8	2.8	5.7
*Рибекит	4.0			
*Биотит+зеленая слюда	5.8	3.7	3.3	2.4
*Эгирин	1.7	2.5	2.2	4.0
*Альбит	0.9	1.5	1.5	3.8
Доломит	3.8	3.0	2.2	2.1
Анкерит				1.2
Апатит	0.42	0.33	0.29	0.33
Пирит и пирротин	0.24	0.09	0.24	0.09
Сумма минералов	99.86	98.12	98.83	100.02
SiO ₂ по х/ан	40.38	не опр.	не опр.	40.5
*Сумма силикатов	20.7	19.4	30.6	22.3

Применение сухой магнитной сепарации как недробленного, так и дробленного рудногалечного материала позволило получить рядовой магнетитовый концентрат с массовой долей железа общего не менее 68,5%.

АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ СЕПАРАТОРА ВСПБМ-90/100 НА ОАО «МИХАЙЛОВСКИЙ ГОК»*

В.Г. Андреев, В.В. Кармазин

e-mail: grave23@mail.ru, Россия, г. Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Московский государственный горный университет (ГОУ ВПО МГГУ)

Сепаратор ВСПБМ-90/100 испытывался в непрерывном режиме работы во время 5-и дневных смен на питании ГЦ-500, 3-ей стадии ММС и на питании 5-ой стадии ММС на 7-ой технологической секции ОММО ДОК ОАО «Михайловский ГОК». Эти испытания проводились для отработки технологических режимов селективного выделения конечного концентрата с помощью этого сепаратора.

Целью испытаний была оценка работоспособности сепаратора ВСПБМ-90/100

* Работа выполнена при поддержке ОАО «Михайловский ГОК»

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

и его технологических возможностей для выделения магнитного продукта в товарный концентрат, а также определение его оптимальных конструктивно-технологических параметров и режима сепарации. Необходимо было оценить качественно-количественные характеристики всех продуктов разделения для совершенствования технологии обогащения на ОММО ДОК ОАО «Михайловский ГОК».

Отбор проб проводился в накопительном режиме. Отбирались следующие продукты: исходное питание, концентрат сепаратора, хвосты сепаратора. За время работы ВСПБМ на ОММО ДОК Михайловского ГОКа было произведено более 200 опытов, в которых изменяли частоту вращения барабана сепаратора, частоту вращения магнитной системы, производительность сепаратора и плотность питания.

Производительность сепаратора ВСПБМ-90/100 при испытаниях составляла от 5 до 17 т/ч на метр ширины питания барабана, причем наиболее благоприятные результаты наблюдались на средней производительности. Максимальный прирост железа общего в концентрат составлял 12,1 %.

Полученные данные подтверждают возможность получения товарного концентрата после второй стадии измельчения и позволяют говорить о хороших перспективах использования сепаратора ВСПБМ – 90/100 в промышленных условиях ОАО «Михайловский ГОК». Промышленные испытания сепаратора ВСПБМ – 90/100 на МГОКе будут продолжены практически до конца года, место для внедрения сепаратора в технологическую схему с максимальным технологическим эффектом будет определено.

Первые итоги промышленных испытаний сепаратора ВСПБМ – 90/100 на ОАО «Михайловский ГОК» однозначно положительны. Оптимальные параметры работы сепаратора ВСПБМ-90/100 находятся в пределах испытанных диапазонов: плотность исходного питания – 1300 – 1350 кг/м³, производительность сепаратора - от 10 до 14 т/ч на метр ширины питания барабана, частота вращения магнитной системы 29 - 35 Гц, частота вращения барабана – 22 - 42 Гц. При этом содержание железа общего в концентрате составило 62 – 65 %.

ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ПИРИТНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ГОК-А “ЭРДЭНЭТ” МОНГОЛИИ

Ц. Найдан

e-mail: naidants@yahoo.com, naidan@erdenetmc.mn, Монголия, . Эрдэнэт
«Технологический институт при ГОК-е “Эрдэнэт”»

Как известно извлечение цветных металлов сопровождается переработкой большого объема рудного сырья. Например, для производства одной тонны меди в среднем приходится перерабатывать 10-12 тн горной массы, отвалы которой образуют техногенные образования с одной стороны, с другой являются основными источниками загрязнения водоемов, воздушного бассейна и прилегающих земель.

Для “Предприятие Эрдэнэт” этот показатель приближается к ~ 16 тн, на одну тонн меди и в дальнейшем видимо, только увеличится из-за снижения содержания меди в руде по мере отработки месторождения и углубления горных работ.

В связи с этим возникает проблема попутного извлечения ценных компонентов, в частности благородных металлов из пиритных концентратов, получающихся при переработке тяжелых цветных металлов, является одной из актуальных во всем мире и является одной из тех движущих сил, в результате свершения которых простираются все новые новые горизонты в деле совершенствования рудной металлургии.

Актуальность данной работы связана с необходимостью вовлечения в сферу промышленного использования техногенных видов сырья комбината, получающихся в больших количествах.

Техногенные виды сырья комбината: это в первую очередь отвалы некондиционных и забалансовых руд, хвостов обогащения в том числе пиритные концентраты комбината и т.д.

Дело в том что, Монголо-Российское совместное горно-обогатительное предприятие “Эрдэнэт” перерабатывая за год в среднем 26 млн тн медно-порфировых руд, получает около 0,420 млн тн медного и 3500 тн молибденого концентрата.

Остальные же, около 25,5 млн тонн вместе с пиритным концентратом, (0,5-1,5 млн тн/год) который может быть получен на комбинате, составляют отвальные хвосты и накапливаются в хвостохранилище комбината, образуя техногенные образования с одной стороны, с другой являются основными источниками загрязнения водоемов, воздушного бассейна и прилегающих земель.

Вместе с тем пиритный концентрат комбината содержит в среднем 0,35% меди, 39,12% железа, 42,41% серы, 3,21% кварцита, 0,42% свинца, до 10г/т золота, 24г/т серебра и 220г/т кобальта.

Известно, что в месторождении “Эрдэнэтийн овоо” пирит распространен наиболее широко и составляет в среднем 3-5%. Он представлен в основном в виде вкрапленности и прожилков с кварцем, изредка встречается жильобразные скопления мощностью до 30-40 см. Для пиритов месторождения характерны повышенные концентрации ряда редких элементов- селена, кобальта, меди, никеля, золота, серебра при отсутствии висмута и ртути.

Высокое содержание в пиритах меди, серебра, кобальта можно объяснить наличием микро и субмикровключений собственных минералов этих элементов.[1]

Усредненный химический состав основных рудных минералов с изоморфными примесями месторождения “Эрдэнэтийн овоо” представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Усредненный химический состав основных рудных минералов “Эрдэнэтийн овоо”

Минералы	Содержание, %						Содержание, г/тн				
	Cu	Fe	S	Zn	Pb	As	Sb	Au	Ag	Re	Co
Халькопирит	35,1	30,1	34,8	0,07	0,63	0,02	353	0,36	55	0,97	87,7
Халькозин	76,62	1,50	22,0	0,07	0,02	0,15	75	0,1	130	-	-
Ковелин	67,51	1,13	31,12	0,05	0,25	0,25	100	0,05	100	-	-
Сфалерит	0,62	0,57	32,6	65,02	0,06	0,01	100	-	1500	-	-
Пирит	0,11	46,34	63,51	0,03	0,31	0,02	51,7	0,18	28	0,46	230,2

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Целью настоящей работы являлась выявление возможности извлечения ценных компонентов из пиритных концентратов ГОК-а “Эрдэнэт” Монголии и выбор подходящих технологии, относительно к особенностям и возможностям наиболее комплексной переработки последних.

Для этого нами были исследованы пробы из точек №91 где наиболее концентрируется пирит (рисунок 1.)



Рисунок 1 - Участок ОФ “Эрдэнэт” где происходит основная селекция пирита (точка № 91)

В пробах были выполнены анализы на вещественный состав под микроскопом на ЦИЛ-е комбината, иммерсионным и методом окрашивания, в результате которых получены следующие результаты.

В пробах содержались в среднем, %: 80 пирита, до 4,7 халькопирита, 1,5 молибденита, 9,8 кварца.

Пирит представлен в основном в виде вкрапленности и прожилков с кварцем, и халькопиритом, изредка встречается жилообразные скопления мощностью до 0,6 мм.

Молибденит встречается в основном в ассоциации с пиритом и кварцем, реже наблюдается в парагенезисе с халькопиритом и образует гнездообразные скопления, струйчатые выделения и рассеянную вкрапленность.

Золото приурочено к пириту, встречается изредка в самородной форме, в основном в виде теллуридов. А кобальт видимо сосредоточен в пирите в виде изоморфной примеси, не встречался в собственных минералах.

По исследованиям, выполненными Ж. Баатархуу, для пиритов месторождения характерны повышенные концентрации ряда редких элементов- селена, кобальта, меди, никеля, золота, серебра при отсутствии висмута и ртути. Сравнительно высокое их содержание в пиритах меди, серебра, кобальта можно объяснить наличием микро и субмикровключений собственных минералов этих элементов.

Химический состав проб был получен по усредненным результатам текущих

анализов, контролируемых РСЭЛ-ом комбината во всех основных точках флотации и были следующие: концентрат содержал в среднем %: 34,8Fe; 1,66 Cu; 0,78 Mo; 39.6 S.

Анализы для определения золота и серебра в пробах были выполнены в “Лаборатории физика твердых тел” при Академии наук Монголии и получены следующие результаты: до 10 г/т золота, 28г/т серебра.

В настоящее время ведутся предварительные изыскательные работы по переработке пиритных концентратов по упрощенной схеме в целях получения только драгоценных металлов и получены первые обнадеживающие результаты.

Опыты проводили по схемам: обжиг-выщелачивание-цианирование-извлечение золота из растворов (рисунок 2). Для этого концентрат состава, % 36,1Fe; 1,46 Cu; 0,72 Mo; 40.2 S; 8 г/т золота и 28г/т серебра, полученного из точек №91, подвергли окислительному обжигу с целью вскрытия дисперсного золота и утилизации серы, мышьяк и другие летучие примеси.

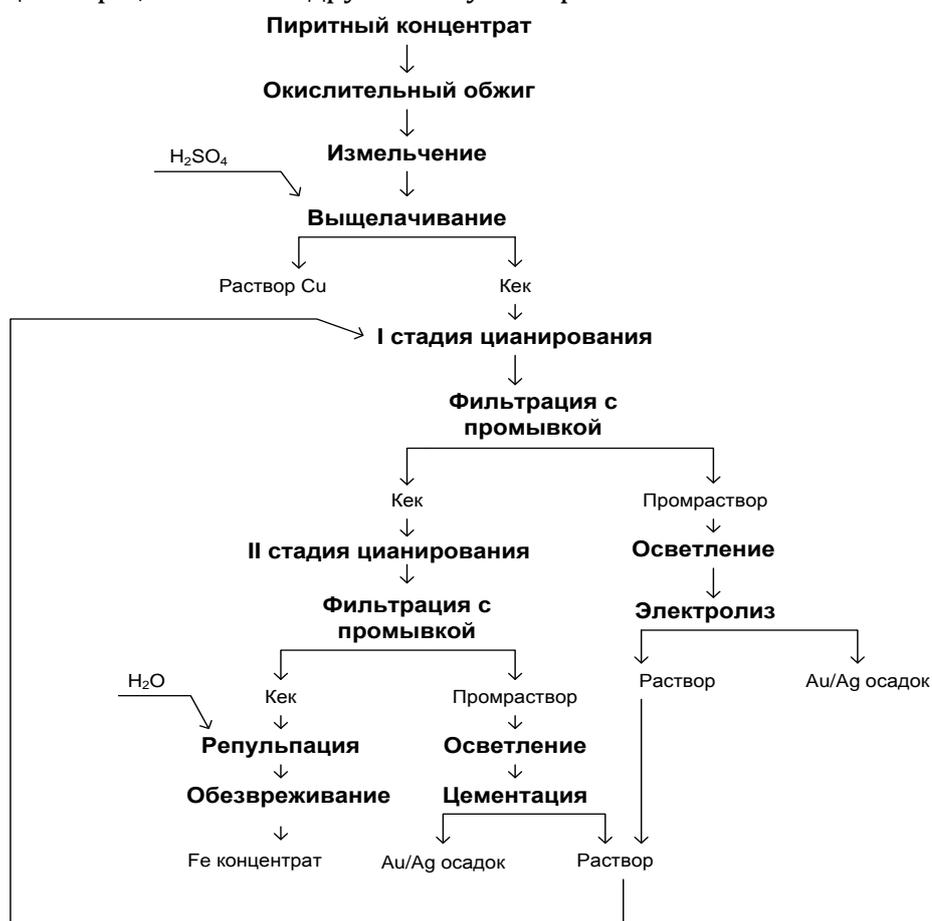


Рисунок 2. Технологическая схема получения Au и Ag из пиритных концентратов

Обжиг проводили в муфельной печи в интервале температур 650-700⁰ С в течении 6 часов. Полученный спек измельчали до крупности класса +0,2 мм и подвергли сернокислотному выщелачиванию в целях перевода меди и других цветных металлов в форму ионов как депрессора золота, а полученный кек подвергли к цианированию.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

К обжигу подверглись концентрат в количестве 0,5 кг и полученного из них кека собирали и подвергли к цианированию.

Таким образом, кека количестве 10кг, подвергли к цианированию с тем, чтобы повысить возможность улавливания золота, находящихся в пробах. Производили выщелачивание в пачуке с перемешиванием в течение 72 часов. Режим цианирования и результаты выполненных работ представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Режим и результаты цианирования на извлечение благородных металлов из пиритных концентратов

№ опыта	Условия цианирования			Концентрация в растворе, мг/л		Содержание в кеке, мг/кг		Извлечение, %	
	Расход NaCN, кг/кг	C _{NaCN} , г/л	T, час	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1	0,01	3,0	72	0,04	0,86	1,1	24	87,2	96,3
2	0,02	3,0	72	0,03	0,71	0,9	18	86,8	95,5
3	0,03	3,0	72	0,01	0,76	0,5	22	87,1	96,1

Примечание: Ж:Т = 2:1

В результате этих исследований были заключены выводы о том что, пиритный концентрат, который может быть получен на ГОК-а “Эрдэнэт” может быть характеризован как золотосодержащее труднообогатимое техногенное сырье и отнесён по отношению к золоту к категории высокоупорного золотосодержащего сульфидного сырья.

Таким образом, результаты выполненных работ показал возможность и перспективность использования данных комбинированных технологий для извлечения драгоценных металлов из упорных комплексных золотосодержащих руд.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОЙ ГИДРОДИНАМИКИ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПОТОКОВ В КОЛОННОЙ ФЛОТАЦИОННОЙ МАШИНЕ

*В.Ф. Скороходов, Р.М. Никитин, В.П. Якушкин**

e-mail: skorohodov@goi.kolasc.net.ru, nikitin@goi.kolasc.net.ru, Россия, г.Апатиты

Учреждение Российской академии наук Горный институт

Кольского научного центра Российской академии наук (УРАН ГоИ КНЦ РАН)

*e-mail:nandina1@yandex.ru, Россия, г.Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Московский государственный открытый университет (ГОУ ВПО МГОУ)

Особенности процессов взаимодействия между фазами и гидродинамические характеристики многофазных потоков во флотационных машинах сильно зависят не только от структуры и распределения фаз в самом потоке, но и от конструктив-

ных особенностей аппарата¹. В настоящий момент известно множество способов определения, как локальных гидродинамических характеристик, так и характеристик структуры многофазных потоков². Общими недостатками существующих методов являются: необходимость вводить в поток датчики сложной конструкции (метод электрода и др.) или использовать ионизирующее излучение (измерение комптоновского рассеяния электромагнитного излучения). Однако, если применить методы математического описания гидродинамики многофазных потоков можно получить информацию о структуре и параметрах потока, не используя сложного и дорогостоящего оборудования.

Несмотря на то, что описание гидродинамики процесса флотации, бесспорно, является важной частью исследований посвященных флотационному разделению минералов, пока не существует единого подхода к созданию подобных моделей. Наиболее удачным представляется многоуровневый подход, суть которого заключается в том, что описание гидродинамики разбивается на несколько уровней в зависимости от характерного размера объектов, представляющих этот уровень.

В соответствии с многоуровневым подходом принято разделять задачу моделирования гидродинамики процесса флотации на три уровня.

Первый уровень макроскопический, включает в себя движение многофазных потоков в моделируемом аппарате. В качестве инструментов для исследования на этом уровне может быть использовано как программное обеспечение на основе CFD-кода (Computational Fluid Dynamics – Вычислительная Гидродинамика) так и обычные модели смешивания, подкрепленные экспериментальными данными о характере движения многофазного потока.

Второй уровень предназначен для переноса информации от микроскопического уровня (взаимодействие частица-пузырек) к макроскопическому уровню. Для описания на данном уровне следует использовать методы самосогласованного поля, например РВЕ уравнения (Population Balance Equation – уравнения, характеризующие эволюцию группы объектов).

На третьем микроскопическом уровне при помощи статистических методов и моделирования физико-химических явлений рассматривается процесс образования комплекса частица-пузырек и его устойчивость. Полная модель гидродинамики процесса флотации в условиях конкретной флотационной машины должна включать все три уровня³.

Целью данной работы являлось разработать подробную модель макроскопического уровня при помощи методов вычислительной гидродинамики, для того чтобы впоследствии дополнить её моделями микроскопического уровня и полу-

¹ Кафаров, В. В. Основы массопередачи / В. В. Кафаров - М.: «Высшая школа», 1972. – 496 с.
Лабунцов, Д. А. Механика двухфазных систем / Д. А. Лабунцов, В.В. Ягов - М.: Изд-во МЭИ, 2000.-374с.

² Мелик-Гайказян В. И. Методы исследования флотационного процесса / В. И. Мелик-Гайказян, А. А. Абрамов и др. – М.: «Недра», 1990. – 301 с.

³ Bloom, F. Modeling flotation separation in a semi-batch process / F. Bloom, T. J. Heindel // Chem Eng Sci. – 2003. - vol.58. - pp.353–365.

Dukhin, S. S. Dynamics of adsorption at liquid interfaces / S. S. Dukhin, G. Kretzschmar, R. Miller // Studies in Interface Science, Series editors D. Mobius and R. Miller, Elsevier. - 1995.

Kostoglou, M. Modeling local flotation frequency in a turbulent flow field / M. Kostoglou, T. D. Karapantsios, K. A. Matis // Advances in Colloid and Interface Science. – 2006. - vol.122. -pp.79-91.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

читать полную модель гидродинамики флотационного процесса.

Описанный трехуровневый подход можно применять к моделированию флотационного процесса в любой флотационной машине. В настоящее время большое распространение получил колонный тип флотации. Колонные флотационные машины обладают рядом преимуществ, например, способность производить концентраты с низким содержанием примесей, высокая производительность, низкое потребление электроэнергии, низкие затраты на обслуживание и меньшая занимаемая площадь.

В качестве объекта исследования была выбрана колонная флотационная машина производства CPT Inc. (Canadian Process Technologies), которая используется в операциях перечистки пенного продукта основной флотации на АНОФ-2 ОАО «Апатит». Колонная технология флотации должна обеспечивать лучшее извлечение крупных зерен апатита, однако чем крупнее минеральные частицы, тем большее воздействие они испытывают со стороны гидродинамических сил отрыва, и флотационные комплексы могут становиться менее устойчивыми. Кроме того, одна и та же конструкция колонной машины используется для флотации различного минерального сырья (металлические руды, уголь, апатит), что приводит к необходимости разработки полной модели процесса флотации, которая учитывает не только гидродинамические характеристики, но и особенности взаимодействия на микроскопическом уровне.

Геометрическая модель колонной флотационной машины представляет собой цилиндрическую камеру высотой 8 м и диаметром 4.6 м. Она оборудована круглыми внутренними желобами, в которые осуществляется удаление пенного продукта и четырех-ходовым, распределителем питания с диспергирующими пластинами. Система подачи воздуха Slam Jet состоит из 16 диспергаторов расположенных радиально на одной высоте с различным удалением от боковых стенок камеры.

Для расчета флотационных машин и оптимизации их технологических параметров необходима информация об общей и локальной структуре потоков всех фаз. К локальным характеристикам потока относят распределение воздушных пузырьков по размерам, газосодержание, скорость движения фаз^{см. 2}.

Скорость движения воздушных пузырьков во флотационных колоннах обычно превышает скорость движения потока пульпы, поэтому основные гидродинамические характеристики определяются характером диспергирования и движения газовой фазы.

Компьютерное моделирование с использованием описанного выше подхода позволило получить поле скоростей получаемой газожидкостной смеси, относительно стенок камеры с большим и малым удалением от оси колонны.

Полученные результаты позволяют констатировать, что выравнивание скорости всплывания пузырьков осуществляется в зоне распределителя питания (подачи пульпы), а распределение скорости относительно вертикальной оси колонны является симметричным. Отсутствие такой симметрии может приводить к нежелательным эффектам, например макроциркуляции потоков.

Оптимальной признается такая организация гидродинамики, когда отсутствует макроциркуляция, которая может привести к механическому выносу и об-

ратному перемешиванию, а сумма гидродинамических сил отрыва и капиллярного давления не превышает силу прилипания минеральных частиц к воздушным пузырькам. При достаточно большом расходе воздуха возможно образование циркуляционных контуров размером от диаметра до высоты колонны. Такие контуры при моделировании образуются в нижней части колонны, однако их масштаб не слишком велик, поэтому условия перемешивания в колонной флотационной машине следует признать близкими к оптимальным.

Выполненными исследованиями показано, что при высоких скоростях газовой фазы в колонне можно выделить три зоны: осевую с гомогенной турбулентностью и восходящим потоком газожидкостной смеси, промежуточную с большими значениями градиентов скорости и пристенную, характеризующуюся малым газосодержанием.

Этот эффект легко проиллюстрировать с помощью распределения интенсивности турбулентности. В осевой зоне наблюдается гомогенная структура с невысокой интенсивностью турбулентности, которая по мере удаления от оси колонны переходит в зону высокой интенсивности, которую можно характеризовать преобладанием процессов дробления и коалесценции воздушных пузырьков. Малое газосодержание в пристенной области наблюдалось при оценке распределения объемной доли газовой фазы.

Необходимо отметить, что полная модель гидродинамики флотационного процесса должна включать все три уровня (микроскопический, промежуточный, макроскопический).

Реализация такой модели возможна при помощи CFD приложений, имеющих встроенные интерпретаторы языков программирования, что позволяет пользователю создавать собственные функции для решения задач, не предусмотренных стандартным решателем.

Разработанная модель, дополненная функциями, реализующими известные модели микроскопического уровня, позволит получить полную трехуровневую модель гидродинамики флотационного процесса.

СЕЛЕКТИВНОЕ ВЫДЕЛЕНИЕ МЫШЬЯКА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ РАСТВОРОВ*

Г.Р. Бочкарев, Г.И. Пушкарева, К.А. Коваленко

e-mail: grboch@misd.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск,

Учреждение Российской Академии наук Институт горного дела
Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН)

В процессе комплексной переработки сырья на предприятиях цветной металлургии одной из нежелательных примесей в сточных водах, как по технологическим, так и по экологическим и экономическим соображениям является мышьяк.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 07-05-00571).

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Ранее авторами сообщалось¹, что природный минерал класса гидроокислов – брусит, химическая формула - $Mg(OH)_2$, проявляет сорбционные свойства по отношению к соединениям мышьяка (III) и (V) в водных средах.

Установлено, что сорбционная емкость брусита по отношению к As (III) заметно выше, чем к As (V), что выгодно отличает брусит от других известных природных сорбентов. Было показано, что брусит может быть использован для извлечения соединений мышьяка из многокомпонентных стоков с одновременной очисткой от ионов тяжелых цветных металлов.

Цель данного исследования – изучить возможность селективного выделения мышьяка в форме труднорастворимых соединений.

Исследования проводились на промышленном стоке одного из металлургических предприятий, в состав которого входили мышьяк, медь, железо, никель, свинец, цинк и др. металлы. pH сточной воды $-1,1 \div 1,5$.

Методом рентгенофлуоресцентного анализа были исследованы осадки, полученные при разных расходах природного и термически модифицированного сорбента. Составы осадков полученных на модифицированном брусите приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав осадков, полученных на модифицированном брусите.

№№	Расход брусита, г/л	pH раствора	Состав осадка, %						
			As	Mg	Fe	Cu	Pb	Zn	Mn
1	2	2.96	4.21	16.63	18.86	3.23	6.62	0.25	0.03
2	3	4.70	0.27	16.04	20.54	19.96	0.31	0.43	0.02
3	4	5.31	н/об	20.60	10.38	27.67	0.11	0.59	0.03
4	5	5.48	-//-	16.41	0.12	43.07	0.02	0.80	0.06
5	6	6.85	-//-	35.60	0.13	18.22	0.01	1.99	0.05
6	7	8.64	н/об	48.01	0.13	1.10	н/об	6.20	0.06

Так как брусит является гидроокислом магния, то с увеличением расхода сорбента происходит увеличение pH сточной воды, что способствует выделению гидратированных комплексов металлов, которые могут участвовать в процессе сорбции и/или выделяться в виде отдельной фазы.

Необходимо отметить, что расход брусита в данном случае складывается из двух частей: первая – это расход брусита на нейтрализацию свободной кислоты, т.к. pH $-1,1 \div 1,5$; вторая – непосредственно, на сорбцию. Анализ представленных данных показывает, что изменяя расход брусита можно выбрать условия, при которых на первой стадии максимально выделяются в осадок мышьяк и железо.

Исследования проводились на этом же стоке, его химический состав приведен на рисунке. На 1 литр сточной воды добавили 3.5 г брусита, в течение 1 часа перемешивали на магнитной мешалке, затем отделяли осадок фильтрованием, pH фильтрата составил – 4.

¹ Бочкарев Г. Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Сорбционное извлечение мышьяка их многокомпонентных растворов. / Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения 2010): Материалы Международного совещания. Казань, 13-18 сентября 2010 г. – Москва: 2010. – С. 446–449.

Химический анализ фильтрата показал (рисунок 1), что практически весь мышьяк и основная часть железа выделились в осадок. Концентрация меди в растворе уменьшилась только на 10%.

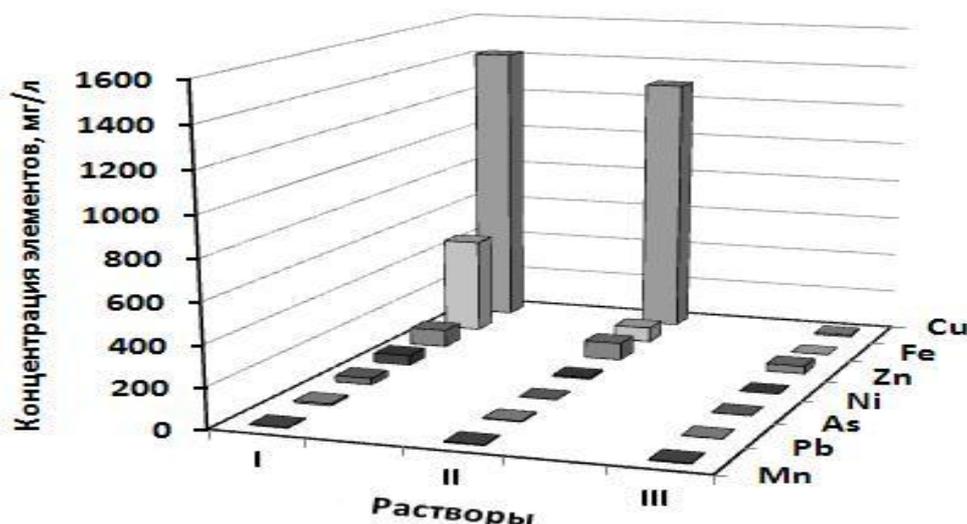


Рисунок 1 - Изменение химического состава сточной воды в процессе очистки: I – исходный; II – фильтрат после отделения мышьяка; III – фильтрат после доочистки бруситом.

Таким образом, мы выделили в осадок опасный токсикант мышьяк с бруситом, железом и медью. Известно, что соединения мышьяка с магнием, железом, медью и другими металлами относятся к труднорастворимым ($PR_{Mg_3(AsO_4)_2} = 2.1 \cdot 10^{-20}$; $PR_{FeAsO_4} = 5.8 \cdot 10^{-21}$; $PR_{Cu_3(AsO_4)_2} = 7.6 \cdot 10^{-36}$; $PR_{Pb_3(AsO_4)_3} = 4.1 \cdot 10^{-36}$) и пригодны для захоронения. Состав осадка представлен в таблице 2.

Таблица 2 - Химический состав осадка с мышьяком.

Расход брусита, г/л	РН раствора	Состав осадка, %						
		As	Mg	Fe	Cu	Pb	Zn	Mn
3,5	4,0	1,63	6,61	27,43	12,25	9,57	0,18	0,01

Оставшиеся в сточной воде тяжелые цветные металлы могут быть выделены из раствора любым известным методом, в частности, с использованием брусита.

На рисунке приведены данные по доочистке стока с использованием природного брусита. Мышьяк, железо, никель и свинец удалились практически полностью, остаточные концентрации меди составили $8 \div 10$ мг/л, содержание цинка максимально снизилось до 2,3 мг/л.

Приведенные результаты исследований свидетельствуют о реальной возможности решения сложной проблемы селективного извлечения мышьяка из поликомпонентных растворов и сточных вод предприятий цветной металлургии.

**О СМЕЩЕНИИ ГРАНИЦЫ ФЛОТИРУЕМОСТИ В НАПРАВЛЕНИИ
МИКРО-НАНО ДИСПЕРСИЙ В ПУЛЬСАЦИОННОМ ПОЛЕ**

*Ю.П. Еремин, А.А. Жарменов, А.М. Айсаутов, С.Т. Хайруллина,
Д.К. Ушанова, Н.Н. Чакиртова, Н.В. Денисова, А.А. Сарсенбай*

e-mail smgr@mail.ru.; Республика Казахстан, г. Алматы
Республиканское государственное предприятие «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» (НЦ КПМС РК)

Начиная с середины прошлого века, когда В.И. Классен в 1946 году впервые опубликовал статью «Теория селективной активации флотируемых минералов воздухом, выделяющимся из раствора» (Цветные металлы, 1946. №5) и до нашего времени этот безусловно прогрессивный способ флотации так и не нашел подобающего ему места в практике флотации. Общеизвестны многочисленные попытки создания способов и аппаратов для флотации воздухом, выделяющимся из водной фазы пульп непосредственно на флотируемых гидрофобных минеральных частицах, что решило бы проблему вовлечения практику промышленной флотации дисперсий размером менее $20 \div 10$ мкм, которые неизбежно в большом количестве образуются при глубоком измельчении тонко и эмульсионно вкрапленных руд. Например, в Казахстане за последние полвека количество таких промышленно обогащаемых руд возросло в три раза и сегодня приближается к 50%. Не может не обратить на себя внимание тот факт, что многочисленные предлагаемые в течение этих лет решения проблемы флотации с выделением газов из их водного раствора перепадом давления или низкочастотными колебаниями не нашли промышленного применения и авторы убеждены, что причиной неуспеха является ограниченная растворимость газов воздуха в воде – не более 25 мг/л. Такого количества газов заведомо недостаточно для флотации на практике всех образующихся при измельчении микровкрапленных руд ультратонких минеральных дисперсий.

В РГП «НЦ КПМС РК» в последние годы прошлого столетия был начат поиск решения этой проблемы (Еремин Ю. П., Абишев Ж.Н., Жарменов А.А.), в результате которого установлена независимость газовыделения из водной фазы от фундаментальной константы растворимости газов воздуха в воде ($20 \div 25$ мг/л) в пульсационном поле. Экспериментально на частоте 2,4 кГц подтверждено, что в системе «вода – растворенные газы – гидрофобные поверхности» в условиях инфразвуковых пульсаций сохраняется газовыделение на гидрофобных поверхностях – независимо от уже указанного выше «предельного» содержания газов воздуха в воде в 20-25 мг/л. Частотная граница между действием этой фундаментальной константы и его исчезновением в высокочастотном пульсационном поле пока не уточнена и поэтому (пока с большой долей условности) разделением колебаний дозвукового диапазона частот на *низкочастотные* колебания (примерно до 200 Гц) и *предзвуковые* пульсации (от 200 Гц до нижней границы слышимого звука). Отметим, что обязательным условием нарушения действия константы растворимости газов в воде является присутствие в ней гидрофобных макро или микро поверхностей. Физические аспекты этого явления пока не изучены.

Изучение факторов, сопровождающих пульсационные процессы во флотационных пульпах, выявило еще ряд эффектов, из которых существенное значение имеют два: во-первых, это разрушение водно-структурных слоев на минеральных частицах и газовых пузырьках, что приводит к существенному ускорению флотационных взаимодействий между ними и, во-вторых, что связано с первым, резко повышается селективность флотации.

Таблица 1 – Сравнительные результаты флотации при разной степени измельчения

Показатели	Металл	Тип аэратора	Время измельчения, мин.			
			30	60	90	120
А. Руда Акжальского месторождения						
Извлечение в свинцовый концентрат, %	Pb	ВРПА	83,04	87,10	82,94	81,52
		ЛА	67,42	70,08	61,87	61,44
	Zn	ВРПА	5,33	4,02	3,04	8,50
		ЛА	7,12	6,21	6,81	10,34
Содержание в свинцовом концентрате, %	Pb	ВРПА	48,71	54,92	52,16	46,17
		ЛА	40,05	42,14	38,03	32,74
	Zn	ВРПА	9,12	7,84	7,81	8,13
		ЛА	10,22	12,91	17,12	24,66
Извлечение в цинковый концентрат, %	Pb	ВРПА	3,41	3,02	6,14	9,87
		ЛА	3,74	3,49	8,17	12,05
	Zn	ВРПА	76,14	79,14	75,90	74,61
		ЛА	64,80	68,84	58,03	50,05
Содержание в цинковом концентрате, %	Pb	ВРПА	40,05	41,93	39,87	38,24
		ЛА	37,22	32,25	30,05	27,87
	Zn	ВРПА	11,04	9,08	10,08	11,67
		ЛА	5,10	4,85	4,80	5,02
Б. Руда Шалкиинского месторождения						
Извлечение в свинцовый концентрат, %	Pb	ВРПА	60,66	61,60	54,18	43,2
		ЛА	59,73	58,24	39,79	40,68
	Zn	ВРПА	2,99	2,84	3,60	10,22
		ЛА	3,05	3,04	3,38	12,34
Содержание в свинцовом концентрате, %	Pb	ВРПА	45,1	44,87	28,86	8,0
		ЛА	45,27	42,1	21,5	7,2
	Zn	ВРПА	6,01	5,47	5,16	5,08
		ЛА	6,25	5,91	4,93	5,28
Извлечение в цинковый концентрат, %	Pb	ВРПА	2,46	2,16	7,46	9,29
		ЛА	2,20	2,48	7,93	12,46
	Zn	ВРПА	62,60	64,09	56,94	51,78
		ЛА	62,64	63,08	55,53	48,81
Содержание в цинковом концентрате, %	Pb	ВРПА	0,65	0,55	1,68	1,70
		ЛА	0,70	0,66	1,70	1,80
	Zn	ВРПА	52,75	45,27	32,10	25,42
		ЛА	53,34	44,98	33,25	18,95

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Для экспериментального изучения особенностей и результативности флотации микро-нанодисперсий пульсационным способом на первом этапе как модельная была выбрана руда *Акжальского* месторождения, на которой изучение «переизмельчаемости» разделяемых минеральных частиц не осложняется другими факторами. При глубоком измельчении значительная часть руды переходит в микро и нано фракции – при измельчении акжальской руды до 46% и 53% класса минус 10 мкм образуется, соответственно, 13.5 и 19.5 частиц размером менее 1 мкм, которые не участвуют в процессах традиционной флотации.

Результаты сравнительной флотации с традиционным аэратором ЛА и с высокочастотным ротационным пульсирующим аэратором ВРПА (таблица 1-А) показали безусловные преимущества пульсационного способа: и извлечение, и качество концентратов при флотации с ВРПА существенно выше, чем при флотации с ЛА.

При флотации весьма труднообогатимой «упорной» руды *Шалкиинского* месторождения по упрощенной технологической схеме преимущества пульсационного способа существенно проявились в свинцовом цикле (таблица 1-Б).

При селективной флотации по схеме с основной и контрольной флотацией в отдельных свинцовом и цинковом циклах с ВРПА и ЛА (таблица 2) при сравнительной оценке результатов использован критерий оптимизации, представляющий собой суммарное (в основной и контрольной операциях) извлечение флотируемого минерала в моноконцентрат минус извлечение в этот же концентрат второго рудного минерала, флотация которого подавляется в этой операции: в нашем случае при свинцовой флотации – цинка, при цинковой флотации – свинца. Как видно из результатов исследований, результаты флотации в пульсационном поле и на технологически сложной руде также существенно выше.

Таблица 2 – Сравнительные результаты флотации (по критерию оптимизации) при разной степени измельчения руды Шалкиинского месторождения

Время измельчение, минут	Содержание, % частиц менее		Критерий оптимизации, %			
	10 мкм	1 мкм	Свинцовая флотация		Цинковая флотация	
			ВРПА	ЛА	ВРПА	ЛА
30	8	5	50,7	50,2	67,5	67,6
60	65	17	54,9	48,4	69,5	66,7
90	71	27	52,2	42,4	58,1	45,1
120	76	35	47,4	40,0	52,1	45,0

Из приведенных экспериментальных результатов видно, что пульсационный способ аэрации флотации решает проблему обеспечения ее необходимым количеством газов, а значит делает перспективным для промышленной переработки и классеновский способ флотации микродисперсий с выделением газов из их водного раствора. Становится актуальной задача скорейшего уточнения оптимальной частоты пульсационной флотации, что позволит приступить к проектированию и испытаниям промышленного и полупромышленного аппаратов.

ОЧИСТКА ТЕХНОГЕННЫХ РАСТВОРОВ ОТ ИОНОВ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ

А.Г. Белобаба, Г.И. Пушкарева, А.И. Маслий, Г.Р. Бочкарев**

belobaba@ngs.ru, Россия, г. Новосибирск

Институт химии твердого тела и механохимии
Сибирского отделения Российской академии наук (ИХТТМ СО РАН),

* Институт горного дела Сибирского отделения
Российской академии наук (ИГД СО РАН)

Проблема очистки техногенных растворов от ионов тяжелых металлов (ИТМ) актуальна как для действующих предприятий, так и для давно закрытых производств. Так, например, в результате многолетней работы Беловского цинкового завода (БЦЗ) на его территории образовался большой отстойник. В этот отстойник дополнительно попадают дренажные воды находящихся поблизости отвалов клинкеров, в итоге получаются техногенные растворы сложного ионного состава. Из-за высокой токсичности ИТМ экологическая опасность техногенных растворов особенно велика при их попадании в грунтовые воды. Наряду с этим очевидна также и практическая ценность цветных металлов, например Cu и Zn, содержащихся в этих растворах. Поэтому целью данной работы являлась оценка возможностей предложенного ранее комбинированного сорбционно-электрохимического метода для переработки техногенных растворов БЦЗ. Такая переработка позволит извлечь цветные металлы и существенно снизить класс опасности техногенных растворов.

Исследование эффективности электролиза с ПЭ при извлечении металлов из многокомпонентных растворов проводили на лабораторной установке, описанной ранее. В качестве проточных катодов применяли различные пористые материалы: металлизированный синтепон, углеродный войлок КНМ и «железную вату». Анод изготовлен из графита. Для разделения камер электролизера использовали анионообменную мембрану МА-40. Концентрации металлов в растворах определяли атомно-эмиссионным методом. В ходе экспериментов текущее содержание макрокомпонентов (Cu и Zn) контролировали с помощью вольтамперометрии на графитовом обновляемом электроде с использованием хлорсеребряного электрода сравнения. Электролиз проводили в циркуляционном режиме при скорости потока раствора 18 л/ч, объем обрабатываемой порции равен 1 л.

Из представленного в таблице 1 состава исходного раствора ($pH = 4,1 - 4,5$) видно, что его основными макрокомпонентами являются Cu и Zn. Содержание остаточных металлов в растворе значительно ниже и находится на уровне 1-20 мг/л.

При электролизе без разделения катодной и анодной камер было установлено, что в этом случае процесс извлечения металлов сопровождается подкислением раствора до $pH = 1,3$ за счет выделения O_2 на аноде и образования ионов H^+ . Независимо от природы пористого катода это приводит к падению скорости извлечения ИТМ и снижению выхода по току.

Остаточная концентрация Cu достигает 30 мг/л, а Zn – даже 150 мг/л. В случае использования пористого катода из железной ваты дополнительно происходит химическое растворение Fe в кислой среде и значительный рост его концентрации (с 2 до 780 мг/л). Это делает этот материал неперспективным для электрохимической переработки данных растворов.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1 - Исходный и конечный составы растворов БЦЗ при различных условиях электролиза

Металл	Исх. р-р, мг/л	Раствор после электролиза, мг/л				
		1	2	3	4	5
Cu	750	30	1,2	9	0,3	0,3
Zn	400	150	19,6	173	18,8	9,8
Pb	5	4	1,3	3	0,4	0,4
Mn	24	16	4,7	23	13	6
Al	15	14	0,0	8	0,0	0,0
Ni	5	5	0,5	4	0,7	0,7
Cd	3	3	0,4	0,9	0,4	0,3
Fe	2	2	0,0	780	0,0	0,0
Co	1	1	0,26	1,6	0,3	0,2
pH	4,3	1,3	7,0	2,1	8,0	7,1

Примечания: 1. Пористый катод из металлизированного синтепона, $I = 3$ А, $\tau = 60$ мин., электролиз без разделения электродных камер. 2. Тот же режим с разделением электродных камер. 3. Пористый катод из железной ваты. $I = 2$ А, $\tau = 60$ мин., электролиз без разделения электродных камер. 4. То же катод с разделением электродных камер, $\varphi = -1,5$ В, $\tau = 60$ мин. 5. Пористый катод из углеродного войлока КНМ; разделение электродных камер, $\varphi = -1,6$ В, $\tau = 60$ мин.

Разделение электродных камер анионообменной мембраной устраняет источник подкисления растворов и приводит к подщелачиванию католита до $pH = 10 - 10,5$ и существенному повышению степени извлечения металлов. Так Cu при этом извлекается до 0,3 - 1 мг/л, а остаточная концентрация Zn падает до 19 мг/л, что значительно ниже, чем в кислых растворах.

Наряду с улучшением условий работы пористого катода за счет смещения в катодную область потенциала выделения H_2 из-за подщелачивания раствора, повышение степени извлечения может быть связано с химическим осаждением металлов в виде гидроокисей.

Для более глубокой очистки раствора после электролиза от ИТМ была проверена эффективность их сорбции на брусите. Для этого растворы (2 и 5 в таблице 1) после электролиза ($pH=10$) обрабатывали в статическом режиме природным или модифицированным бруситом при расходе соответственно 2 г/л и 1 г/л (таблица 2).

Из приведенных в ней данных следует, что сорбционная доочистка растворов после электролиза на природном и модифицированном брусите позволяет не только практически полностью извлечь макрокомпоненты Cu и Zn до уровня ПДК, но и существенно снизить концентрации других вредных примесей (Cd, Co, Mn, Ni, Pb).

Отмеченная выше важная роль химического осаждения гидроксидов металлов при электролизе с разделением электродных пространств подтверждается результатами реагентной очистки растворов при разных pH (таблица 3).

Из результатов таблица 3 видно, что уже при $pH = 7$ практически полностью осаждаются Al и Fe, а также 98 % Cu, 75 % Zn и ≈ 50 % остальных металлов. При увеличении pH до 8 степень извлечения Cu возрастает до 99,4 %, Zn - 96 %, Cd - 66%, Co - 73 %, Mn - 86 %, Ni - 84 %. При $pH = 9$ происходит практически полное из-

влечение из техногенного раствора всех металлов.

Таблица 2 - Изменение концентрации металлов после электролиза и сорбционной доочистки на природном (расход 2 г/л) и модифицированном брусите (расход 1 г/л)

Металл	Концентрации металлов, мг/л		
	Исходный раствор	Природный брусит	Модифицированный брусит
Cd	0,35	0,004	0,009
Co	0,23	0,04	0,0007
Cu	0,75	0,0	0,01
Fe	0	0,0	0,0
Mn	5,9	1,06	0,0008
Ni	1,45	0,1	0,003
Pb	0,85	0,03	0,06
Zn	15,1	0,02	0,0086

Таблица 3 - Влияние pH на эффективность извлечения металлов из техногенных растворов БЦЗ реагентным способом

Металл	Остаточная концентрация (мг/л) при pH раствора				
	4,1	7,0	8,0	9,0	10,5
Al	15	0	0	0,01	0,07
Cd	3	2,32	1,18	0,01	0,03
Co	1	0,77	0,32	0,004	0,005
Cu	750	15,5	4,5	0,06	2,10
Fe	2	0	0	0	0,01
Mn	24	7,9	3,8	0,01	0,08
Ni	5	2,85	0,20	0,002	0,016
Pb	5	0,07	0,04	0,02	0,01
Zn	400	99,2	17,5	0,06	1,21

Дальнейшее увеличение pH до 10,5 приводит к снижению показателей извлечения из-за частичного растворения гидроксидов металлов. Поэтому оптимальным значением pH раствора при реагентной очистке следует считать pH = 9.

Таким образом, на примере переработки техногенных растворов Беловского цинкового завода показана возможность использования комбинированной технологии для эффективного решения задачи извлечения ИТМ. Это позволяет существенно снизить класс опасности растворов и улучшить экологическую обстановку на предприятии.

Благодарность: Авторы выражают благодарность арбитражному управляющему БЦЗ Г.А. Антонову за предоставление образцов растворов и обсуждение проблем их переработки.

**ТЕСТИРОВАНИЕ СИНТЕТИЧЕСКИХ АНИОНИТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ
УРАНА, МОЛИБДЕНА И ВАНАДИЯ ИЗ СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ**

В.А. Козлов, Г.Р. Сайсанова, В.А. Коровин, В.А. Пеганов,
А.П. Денисенко*, М.П. Зацепина**

Республиканское Государственное предприятие «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан»
(РГП «НЦ КПМС РК»)

*e-mail: kan@okhtz.ru, Россия, г. Москва,

ОАО «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии»
(ОАО «ВНИИХТ»)

Успехи, достигнутые в синтезе и промышленном производстве механически, химически, термически и радиационно прочных селективных ионообменных смол (ионитов) определили широкое использование ионообменной технологии для извлечения целевых компонентов из водных сред.

Широкое промышленное использование ионообменная технология получила в гидрометаллургии урана.

Важное значение она имеет при извлечении молибдена, ванадия, вольфрама, рения и других металлов при переработке руд и концентратов.

Вместе с тем, в технологии разделения близких по свойствам элементов ионообменными способами имеются нерешенные проблемы.

С целью повышения эффективности сорбционных процессов разрабатываются улучшенные синтетические иониты с повышенными емкостными, кинетическими и механическими характеристиками.

В настоящей работе приведены результаты тестовых исследований по сорбции урана, молибдена и ванадия из серноокислых растворов некоторыми новыми сорбентами СУВВЕР: ALX220, USX200, USX500T, а также анионитами, известными как АМ-п и Ambersep 920 Cl.

Ионообменные смолы класса СУВВЕР поставляются фирмой ООО «НБК Синтез», это единственная российская профильная инжиниринговая компания, специализирующаяся на разработке сорбционных материалов и ионообменных технологий в области гидрометаллургии и водоподготовки.

Состав серноокислых технологических растворов автоклавного выщелачивания чёрносланцевых руд показан в таблице 1.

Таблица 1 - Состав серноокислых технологических растворов автоклавного выщелачивания чёрносланцевых руд

Компоненты	Содержание, г/л	Компоненты	Содержание, г/л
H ₂ SO ₄	15	VO ²⁺	3,5
pH	1,2	UO ₂ ²⁺	0,15
MoO ₂ ²⁺	0,20	PЗЭ	0,30
PO ₄ ³⁻	2,5	Fe ³⁺	8-12
Al ³⁺	12-15	Eh	350-450
Солесодержание	220-280		

Приведенный состав ионных форм элементов в растворе не позволяет выбрать одно свойство и на его основе создать технологию извлечения и разделения. Для решения задачи комплексной переработки многокомпонентных растворов от переработки чёрносланцевых руд Казахстана необходимо применить ряд комбинированных приемов химии. Известно, что поведение многовалентных ионов элементов в растворах зависит от ионного потенциала, определяемого отношением заряда к ионному радиусу.

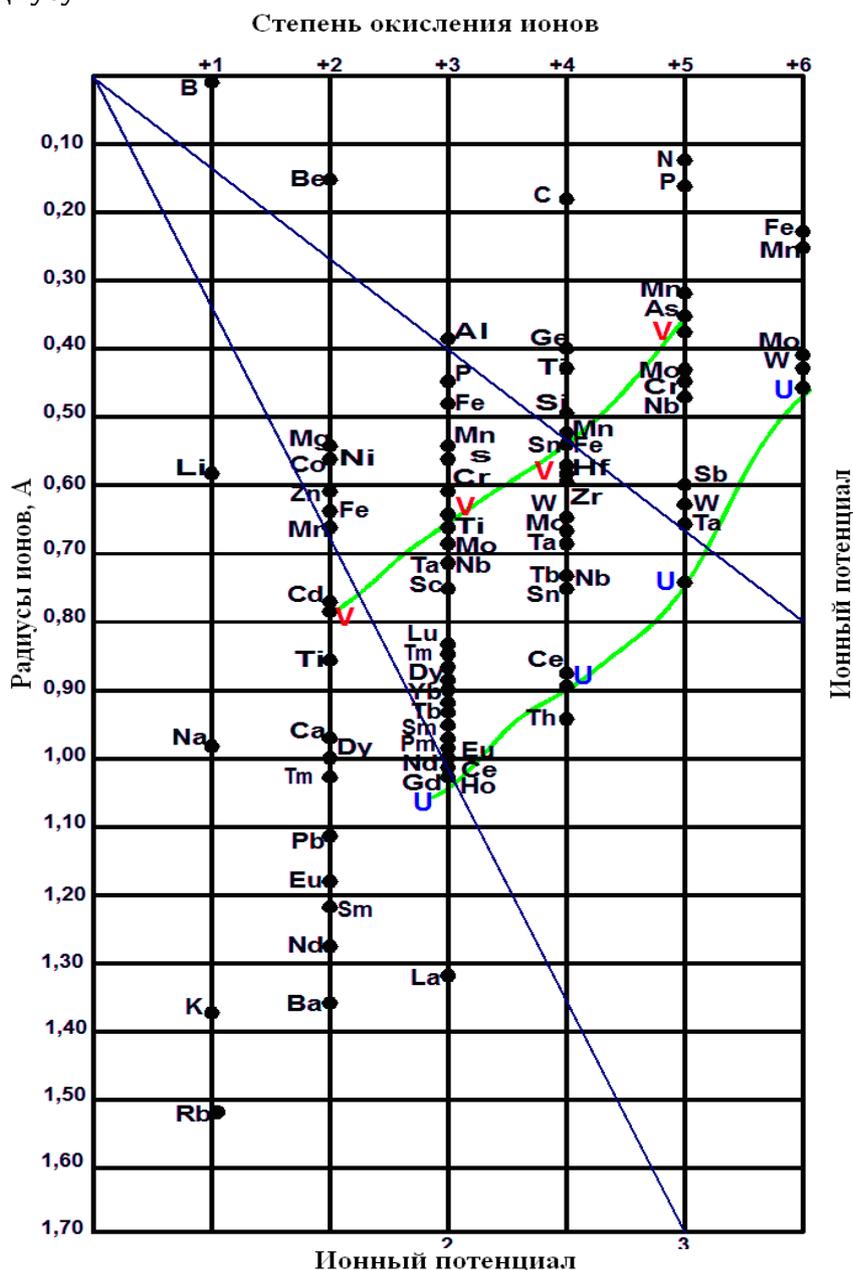


Рисунок 1 - Свойства элементов в зависимости от ионного потенциала

На рисунке 1 сгруппированы свойства элементов в зависимости от ионного потенциала.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Элементы с ионным потенциалом меньше 3 -катионы металлов (с 8-электронной конфигурацией во внешней оболочке). Элементы же с очень высоким ионным потенциалом - более 10, образуют прочные комплексные анионы с ковалентными связями: $(PO_4)^{3-}$, $(VO_4)^{3-}$, UO_2^{2+} , MoO_2^{2+} . При ионном потенциале в интервале 3-10 располагаются ионы элементов с амфотерными свойствами. Кроме того, известно, что Eh и pH влияют на полядерность ионных форм и кинетику их взаимного перехода.

Концентрирование и селективное извлечение урана и молибдена анионитом ведут в условиях, при которых Eh поддерживают вьюститным железом (Fe^{2+}) в пределах 350- 400mV на фоне сульфата ванадила, ванадий с достаточной надежностью удерживается в растворе в виде пары V^{4+}/V^{3+} , которая предотвращает появление V^{5+} .

Появление ванадия в высшей степени окисления вызывает два нежелательных процесса, с одной стороны, совместная сорбция ванадия, урана и молибдена усложняет их разделение (нарушается селективность), а с другой стороны, образование осадка труднорастворимых комплексных солей железа и ванадия приводит к его потерям.

В лабораторных условиях опробована сорбция ванадия упомянутыми сорбентами и установлено, что весовая (масс.) ёмкость по ионообменному извлечению ванадия из производственных растворов убывает в ряду: ALX 220, USX 220, Ambersep 920Cl, AMп, USX500 (таблица. 2).

Таблица 2

Тип смолы	ALX220	USX 220	Ambersep 920 Cl	AM-п	USX500
Ёмкость ионита, кг/т	561	513	460	450	341

Таким образом, по обменным способностям аниониты ALX220, AM-п, Ambersep 920 Cl, USX220 рекомендованы для извлечения ванадия из технологических сернокислых растворов автоклавного выщелачивания черносланцевых руд Каратау.

СЕКЦИЯ КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

**РОЛЬ РОССИИ НА МИРОВОМ РЫНКЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ПРОДУКТОВ ЕГО ПЕРЕРАБОТКИ**

И.М. Петров

e-mail: ipetrov@infomine.ru, Россия, г. Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ГОУ ВПО МГГУ),
ООО «Исследовательская группа «Инфомайн»

Российский внешнеторговый оборот (экспорт+импорт) продуктов переработки металлического минерального сырья до 2003 г. не превышал 1 млрд долларов, в 2004-06 гг. находился на уровне 2 млрд долл.

В 2008 г. во многом благодаря росту цен на металлы был зафиксирован максимум (свыше 4,5 млрд долларов). После резкого падения в 2009 г. общий объем поставок продуктов переработки в 2010 г. вышел на уровень около 4 млрд долларов.

Россия играет существенную роль на мировом рынке продуктов переработки металлического минерального сырья, являясь по ряду видов крупным экспортером или одним из ведущих импортеров.

Исключительно экспортная направленность России характерна для свинцового, сурьмяного, кобальтового и вольфрамового концентратов, а также никелевой руды. Характерно, что рост экспорта свинцового концентрата (до 200 тыс. т в 2010 г.) привел к вхождению России в число крупнейших поставщиков этого продукта на мировой рынок наряду с Перу, Австралией и США.

В 2010 г. рост поставок сурьмяной руды и концентрата из России до 11 тыс. т позволил нашей стране выйти на первое место среди мировых экспортеров. В 2009 г. это же место занимала Россия по объему экспорта вольфрамового концентрата (5,5 тыс. т), в 2010 г. экспорт снизился за счет увеличения внутреннего потребления.

Во многом экспортная ориентация определяется отсутствием металлургических мощностей по переработке этих видов и существенным расстоянием между ГОКаи и металлургическими предприятиями.

В частности, в России находятся на крайне низком уровне металлургические мощности по переработке свинцовых и сурьмяных концентратов. Горнодобывающие предприятия, осуществляющие выпуск вольфрамового концентрата находятся на Дальнем Востоке, металлургические предприятия – на Урале и Кавказе.

Из-за отсутствия в настоящее время мощностей по переработке кобальтового концентрата на Кольской ГМК и прекращения договоренности о переработке его части на ОАО «Уфалейникель», получаемый продукт экспортируется. Объемы поставок концентрата значительны и достигают 8-9 тыс. т в год.

С 2008 г. Россия стал экспортировать медно-никелевую руду месторождения

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Шануч (Камчатка), уровень поставок составляет в настоящее время более 100 тыс. т с содержанием никеля до 6%. Это также связано с большим транспортным плечом до российских никелевых предприятий.

Следует отметить, что значительная часть экспортируемого Россией металлического минерального сырья и продуктов его обогащения направляется в Китай (товарная железная руда, никелевая руда, медный, цинковый, свинцовый, вольфрамовый, сурьмяной концентраты).

Импортная зависимость России существует по хромовому, марганцевому, титансодержащему сырью, цирконовому концентрату и глинозему. В последние годы к ним добавились молибденовый и оловянный концентраты.

Данные виды продукции в настоящее время не производятся в России в тех объемах, которые могут удовлетворить внутренние потребности страны.

Уровень импортных поставок хромового сырья Россией составляет от 800 до 1100 тыс. т, по этому показателю наша страна занимает 2 место в мире, далеко вперед пропустив Китай.

Такая же ситуация и по глинозему, импорт которого Россией составляет около 5 млн т.

Ежегодный объем импортных поставок марганцевой руды Россией подвержен значительным колебаниям – от 400 до 750 тыс. т. По этому уровню Россия входит в пятерку мировых импортеров марганцевого сырья.

Традиционно российские предприятия получают по импорту высококачественные ильменитовые, рутиловые и цирконовые концентраты из Украины, с Вольногорского комбината. Объем российского импорта титансодержащих концентратов в прошедшем году в 2010 г. вырос и составил около 90 тыс. т. Уровень импорта цирконового концентрата колеблется в последние годы от 8 до 15 тыс. т.

Для ряда продуктов переработки металлического минерального сырья имеет место взаимно направленные потоки – товарная железная руда, медный и цинковый концентраты. В их основе лежат взаимоотношения основных игроков на рынке, поставки внутри холдингов, наличие традиционных долговременных связей и удобная логистика.

Например, медный и цинковый концентраты экспортируют предприятия, расположенные в Восточной Сибири и на Дальнем Востоке. Вместе с тем, медный концентрат Россия получает из Казахстана, главным образом от Актюбинской медной компании, принадлежащей Русской медной компании.

Также Россия импортирует из Казахстана цинковый концентрат (70-75 тыс. т), поставки осуществляются компанией «Нова-Цинк», контролируемой Челябинским цинковым заводом.

Одновременно цинковый концентрат начал поставлять в Казахстан Ново-Широкинский рудник (Забайкальский край), принадлежащий компании «Казцинк».

В годы, прошедшие после распада СССР, Россия активно занималась импортозамещением, чтобы снизить зависимость от поставок перечисленных выше видов сырья. Однако видимых результатов добиться не удалось. Вместе с тем, страна теряет существенные средства, экспортируя концентраты, а не более дорогие продукты их дальнейшей переработки в виде металлов.

**РАЗРАБОТКА ФУНДАМЕНТАЛЬНЫХ ОСНОВ
РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО СЫРЬЯ
С ПОПУТНЫМ ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЗОЛОТА**

А.П. Сорокин, В.И. Рождествина¹, В.М. Кузьминых, А.А. Киселева¹
e-mail: amurnc@ascnet.ru, science@ascnet.ru¹, Россия, г. Благовещенск
Учреждение Российской академии наук Амурский научный центр
Дальневосточного отделения РАН
¹Учреждение Российской академии наук

Институт геологии и природопользования Дальневосточного отделения РАН

Уголь является энергетическим сырьем, нередко содержащим ценные и полезные компоненты, в связи с этим большинство исследований направлены на комплексность его использования.

Несмотря на существующую аналитическую проблему при определении содержания благородных металлов в углеродистых породах, уже не вызывает сомнения их присутствие в углях.

В настоящее время обсуждается два направления в поведение золота при горении угля.

Первое основано на преимущественном накоплении золота в золошлаковых отвалах и существенном увеличении его содержания в золе [1].

Второе основано на предпочтительности уноса золота с дымом [2].

Вопросы поведения и трансформации золота в процессе горения угля, формах его переноса остаются открытыми. Их решение, в итоге, должно создать фундаментальную базу для разработки технологий попутного извлечения золота из углей в процессе его сжигания.

Исследования, проводимые в Амурском научном центре ДВО РАН (АмурНЦ ДВО РАН) и Институте геологии и природопользования ДВО РАН (ИГиП ДВО РАН), направлены на решение крупной фундаментальной проблемы – определение поведения Au в различных средах и условиях, с целью разработки надежного способа аналитического определения его содержания в углях и создания технологии единого производственного цикла рационального использования энергетического сырья с попутным извлечением Au и других полезных компонентов.

Объектами изучения служили бурогольные месторождения Приамурья и Приморья. Наиболее изученное из них - Ерковецкое месторождение, расположенное в южной части Зейско-Буреинского бассейна. Авторами проводилось изучение золотоносности основного угольного пласта месторождения на участке «Южный». Пласт мощностью 3–3.5 м последовательно (2006–2010 гг.), вслед за отступлением забоя, опробован в 18 сечениях через 300–400 м бороздовыми секциями 0.5–1.0 м на протяжении 3 км. Экспериментальные и аналитические исследования выполнены с использованием комплекса методов: пробирного анализа по разработанной и запатентованной АмурНЦ ДВО РАН методике [3], электронной микроскопии и рентгеноспектрального, рентгенофлуоресцентного анализов, газовой хроматографии. Экспериментальные исследования выполнены на опытно-лабораторной установке по улавливанию золота из дымов (рисунок 1), сконструированной В.М. Кузьминых, [1]. В основе ее создания лежит способ, подтвержденный патентами РФ [4-5].

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

На основании результатов пробирного анализа, установлено, что содержание золота в пластах углей Ерковецкого месторождения колеблется в широких пределах. В массиве из 300 проб угля более половины располагаются в интервале от следов до 5 г/т, при среднем значении на пласт 2 г/т, а с учетом проб с содержаниями до 10 г/т – около 3 г/т. Проб с концентрациями металла 20 – 40 и более г/т – около 15%.

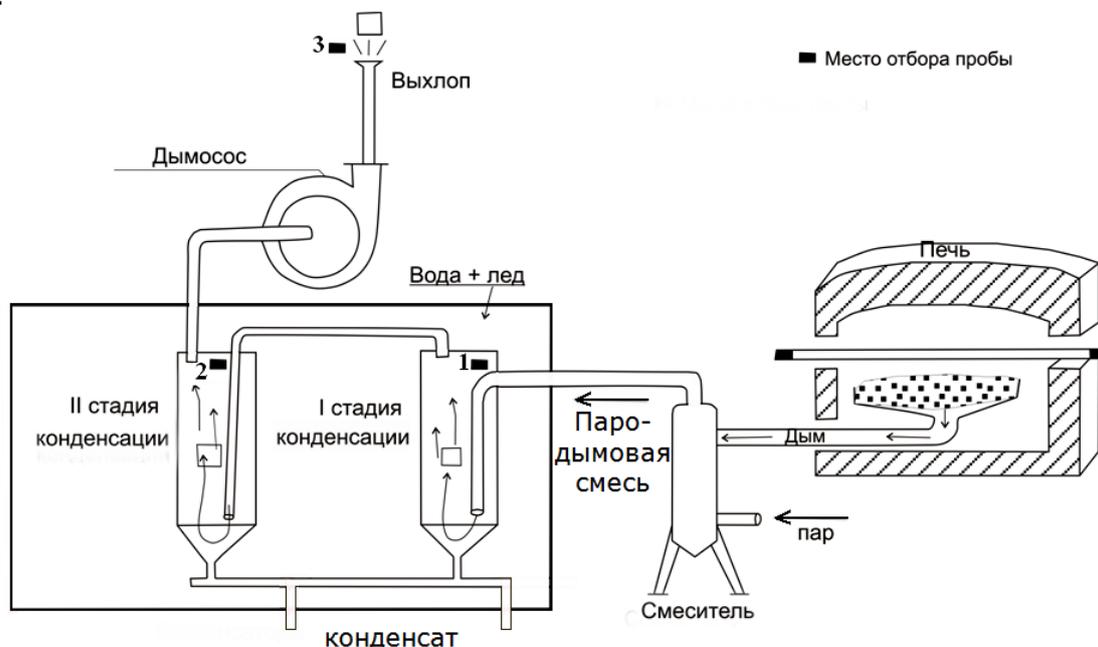


Рисунок 1. Принципиальная схема установки по улавливанию золота из дыма

Электронно-микроскопическими и рентгеноспектральными исследованиями установлено, что золото в бурых углях представлено минеральными частицами самородного высокопробного золота и твердыми растворами Au-Ag, Au-Ag-Cu, Au-Cu(Ni,Zn). Самородное золото и серебро встречаются на всех уровнях разреза угольного пласта. В верхних горизонтах преобладают Au-Ag минералы и самородное серебро, в нижних – чаще отмечаются частицы высокопробного золота. Размеры частиц благородных металлов колеблются от $n \cdot 10$ нм до 1 – 2 мкм, крайне редко встречаются отдельные индивиды с размерами 10 – 15 мкм. Наиболее часто частицы характеризуются флоккуляционной структурой различной степени уплотнения, с заполнением внутренних поровых пространств органическим веществом (ОВ).

Исследования по оценке распределения золота в продуктах горения угля проводятся в АмурНЦ ДВО РАН уже около 10 лет, вначале с использованием лабораторной, а с 2008 г. опытно-лабораторной установки [5]. На ее базе авторами проведено системное изучение продуктов горения бурого угля с целью установления форм нахождения, переноса, накопления и перераспределения золота в них.

Фракционный и вещественный состав золы, остающейся в топочной камере и уносимой с дымом, зависит от характера распределения минеральной составляющей в угле, компонентов внешней и внутренней зольности и от технологии его сжигания. В экспериментальных исследованиях проба угля весом 1 кг подавалась в ви-

де кусков (до 25 мм) на топочную решетку, через которую нагнетался воздух для его сжигания. Из полученной золы выделялись тонкодисперсная фракция, недожоги и шлаки, минеральный состав которых изучался отдельно. В опытно-лабораторной установке реализован способ улавливания золота и других полезных компонентов, уносимых с дымом, за счет смешивания дыма с водяным паром и последующей его конденсации [4-5]. При охлаждении паро-дымовой смеси пар конденсируется на минеральных и жидких частицах, поглощает и растворяет газы, активно вступает в окислительно-восстановительные реакции. В соответствии с последовательной схемой очистки дымов, отобраны пробы паро-дымовой смеси на различных стадиях конденсации. Паро-дымовая смесь отбиралась в полиэтиленовые емкости и быстро охлаждалась. Образующий конденсат после соответствующей подготовки, исследовался методами растровой электронной микроскопии, рентгеноспектрального анализа, газовой и жидкостной хроматографии.

Сравнительный анализ достаточно большого массива результатов пробирного определения содержания золота в бурых углях ряда месторождений Дальнего Востока и в золе, остающейся в топочной камере после их сжигания, свидетельствует, что содержание золота в золе относительно угля нередко понижается на 60–95%.

Анализ морфоструктурных особенностей и химического состава минеральных фаз, обнаруженных в золе, остающейся в топочной камере, свидетельствует, что большинство минералов переходят в золу, не претерпевая существенных изменений. Новообразованные фазы преимущественно сосредоточены в тонкой фракции золы и представлены оксидными и сульфатными соединениями главных золообразующих элементов Si, Al, Ca, Fe, Mg, Na, K, S, которые в углях имеют собственные минералы и входят в виде примеси в состав ОВ и большинства минеральных фаз неорганического вещества (НОВ).

Золото в тонкой фракции золы отмечается крайне редко. Как показывают проведенные эксперименты, значительная его часть, остающаяся в топочной камере, сосредоточена в недожогах, в которых также обнаружены и частицы платины. Морфоструктурные особенности и химический состав золота в золе идентичен золоту в исходных углях.

Учитывая процентное соотношение золота в угле и золе, определенное пробирным анализом, а также то, что в состав золошлаков в виде недожогов входят в среднем 10 – 15 % несгоревшего или частично сгоревшего угля [6], есть основание считать, что большая часть золота, присутствующая в углях, при его горении улетучивается вместе с дымом, а в топке остается в основном золото, законсервированное в недожогах, либо достаточно крупные частицы, не транспортируемые газовыми тепловыми потоками.

Дым представляет собой концентрированную смесь продуктов горения, состоящих, главным образом из тяжелых молекул углеводородов, в основном в виде тонкодисперсных аэрозолей, оксидов присутствующих в угле элементов, паров воды, тонкодисперсных фаз аморфного углерода и зол уноса. По имеющимся данным [6], в общей массе зольных отходов доминирует зола уноса (летучая зола), выносимая из топки вместе с горячими газами – на нее в среднем приходится около 75 % всех золошлаковых отходов.

В результате проведенных исследований с использованием описанной выше системы обработки дыма установлено, что на первой стадии, в результате конден-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

сации пара, дым существенно очищается от газообразных и аэрозольных тяжелых углеводородов, их содержание при переходе ко второй стадии конденсации снижается на порядок. Тяжелые углеводороды переходят в конденсат в виде микроэмульсии или поверхностной пленки. Детальный анализ микрофаз осажденных с органической массой после первой стадии обработки дыма паром показывает, что большинство установленных в углях Ерковецкого месторождения минералов самородных элементов и твердых растворов, включая благородные металлы, уносятся с дымом в виде частиц. Свидетельством того, что золото в продуктах конденсации дыма не переотложенное (восстановленное) является его химический состав, размеры и особенности строения частиц, идентичных золотосодержащим минералам углей. Золото в углях представлено тонкой фракцией (<5 мкм). Малые размеры и рыхлое флоккулярное строение частиц благоприятствует их твердофазной эмиссии и миграции вследствие улетучивания с газообразными продуктами, образующимися при горении.

В составе фракции, улавливаемой на второй стадии конденсации, органическая масса уже не является доминантной. Здесь обнаружены не претерпевшие изменений микрочастицы минералов, присутствующих в углях. На этой стадии существенна доля новообразованных фаз - сульфатов и хлоридов Ca, Na и Fe, кристаллизующихся из водных растворов. Наблюдается тенденция снижения размера частиц от золы, остающейся в топочной камере и далее по стадиям конденсации пародымовой смеси. Размеры частиц золота, обнаруженных на 2 стадии, менее 1 мкм. Паро-дымовая смесь, улетучивающаяся в атмосферу, преимущественно состоит из водяного пара и газообразной составляющей дыма. Содержание золы уноса существенно снижается, минеральный состав в основном представлен тонкодисперсными алюмосиликатами, среди которых обнаружены единичные частицы золота и сульфида серебра.

Использование данного метода очистки дымов позволяет решить две важные задачи угольной промышленности. Первая - это решение проблемы загрязнения экосистем, вторая - комплексное использование энергетического сырья с получением конденсатов, существенно обогащенных полезными компонентами.

Список использованных источников

1. Черепанов А.А. Благородные металлы в золошлаковых отходах Дальневосточных ТЭЦ // Тихоокеанская геология. 2008. Т. 27. № 2. С. 16-28.
2. Варшал Г.М., Велюханова Т.К., Кощеева И.Я., Баранова Н.Н., Козеренко С.В., Галузинская А.Х., Сафронова Н.С., Банных Л.Н. О концентрировании благородных металлов углеродистым веществом пород // Геохимия. 1994. № 6. С. 814-824.
3. Пат. 2245931 Российская Федерация, МПК7 С 22 В 11/02, G 01 N 33/00. Способ определения золота в золотосодержащем сырье. Пат. РФ № 2245931. // Бюл. 2003. № 4.
4. Пат. на изобретение 2398033 Российская Федерация, МПК7 С 22 В 11/02, G 01 N 33/00. Способ извлечения золота из бурых и каменных углей. Пат. РФ № 2398033. // Бюл. 2010. № 24.
5. Пат. на полезную модель 93803 Российская Федерация, МПК7 С 22 В 11/02, G 01 N 33/00. Установка для извлечения золота из дымовых газов. Пат. РФ № 9303. // Бюл. 2010. № 13
6. Юдович Я.Э., Кетрис М.П. Токсичные элементы-примеси в ископаемых углях. Екатеринбург: УрО РАН, 2005. 650 с.

**КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К РЕСУРСОВОСПРОИЗВОДЯЩЕЙ ПЕРЕРАБОТКЕ
ГИДРОМИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ***

И.В. Шадрюнова, Н.Н. Орехова¹

Россия, г. Москва,

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

¹e-mail: nn_orehova@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова (ГОУ ВПО «МГГУ»)

Значительные объёмы и высокое содержание цветных металлов, характерные для техногенных вод горных предприятий медно-цинковой подотрасли, обуславливают необходимость переработки этих вод и позволяют дефинировать их как гидроминеральное сырьё. Понятие *гидроминеральное сырьё* определено [М.И. Покровский 2004г] как подвид *ликвоминерального* - полезного ископаемого, находящегося в жидком состоянии, в котором основа состава жидкости – вода. К *техногенными гидроминеральными ресурсам* относятся и металлсодержащие воды, образующиеся при разработке и обогащении литоминерального полезного ископаемого. Сегодня техногенные воды рассматриваются как система, состоящая из двух подсистем (вода и полезное ископаемое), использование которых в отдельности неэкономично [Е.В. Зелинская 2002г].

Ресурсовоспроизводящая переработка гидроминеральных ресурсов по классификации, приведённой в директивных документах ЕС, подпадает под понятие рециклинг, т.е. производство из отходов новых видов сырья или продукции, что требует более сложной организации экономической и технологической структуры, чем просто вторичное использование техногенных вод. При этом экономические и технологические риски могут быть снижены только при комплексном подходе к такой переработке с учетом специфики образования техногенных вод, их качественного и количественного разнообразия, а так же особенностей организации горнообогатительного и металлургического производств и технологических процессов.

В основе предлагаемого комплексного подхода лежит ликвидация ряда противоречий между:

- качеством продуктов, получаемых в экономически целесообразных схемах переработки техногенных вод и предельным содержанием металлов для их рентабельной металлургической утилизации;

- ужесточением экологического законодательства и ростом объёмов рудничных и подотвальных вод в результате продолжающегося увеличения площадей занимаемых твердыми отходами предприятий, в том числе из-за освоения новых месторождений природных ископаемых;

- экономической целесообразности и эколого-социальной значимостью переработки гидроминерального сырья;

* Работа выполнена при поддержке НШ 3184.2010.5 и Грантов РФФИ №10-05-00108а и 10-05-96009-р_урал_а

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- организацией безотходного производства с ресурсовоспроизводящей переработкой гидроминерального сырья и захоронением продуктов, получаемых на станциях очистки рудничных и подотвальных вод, которое предполагает потери ценных ресурсов.

Противоречия сглаживаются:

- целенаправленным получением в схемах очистки вод присадок, добавок, флюсов, обогащённых извлекаемым компонентом. Такая возможность обусловлена разнообразием методов физико-химической очистки вод, характеризующихся получением твердых фаз с различной массовой долей металлов;
- разработкой технологий совместной утилизацией твердых и жидких отходов, что позволит уменьшить площади складирования и, следовательно, количество токсичных подотвальных вод. Все это благоприятно скажется на экологической обстановке. Такая переработка может быть основана на концентрировании ценного компонента аквальной системы на твердой фазе и выщелачивающей способности техногенных вод;
- снижением экологических платежей за сброс загрязняющих веществ в водные объекты, и складирование отходов;
- использованием дочищенных вод для восполнения водоносности рек и орошения сельскохозяйственных и садоводческих угодий на фоне нехватки водных ресурсов в районах горно-добывающих предприятий;
- получением в процессах переработки вод материалов, обладающих вяжущей способностью и утилизируемых в закладочных смесях или способностью дообогащаться в результате геохимических процессов, т.е. выполнять функцию геохимических барьеров, не нарушающих существующее динамическое равновесие природных экосистем в данном регионе и возможно служить основой будущих месторождений.

Исходя из специфики горно-металлургического производства авторами, относительно массовой доли металла и направления дальнейшей утилизации, выделены пять групп продуктов, получение которых возможно в процессах очистки рудничных и подотвальных вод. Реализуемые продукты утилизируются как компоненты шихты в металлургических процессах.

Таким образом, комплексный подход включает:

- анализ востребованности и утилизируемости различных продуктов и полупродуктов в металлургическом переделе;
- оценку твердых отходов предприятия с точки зрения обогатимости при использовании в процессах очистки вод или гидрометаллургической переработки с использованием выщелачивающей способности кислых потоков;
- разведение потоков разного качества для их очистки или металлвоспроизводящей переработки или приготовления выщелачивающих растворов;
- выбор технологии очистки вод, обеспечивающий получение аналогичных по матрице утилизируемым в металлургическом переделе продуктам металлосдерживающих осадков и шламов;
- доочистку потоков с получением осадков, пригодных для приготовления закладочных смесей или создания геохимических барьеров и очищенных вод, используемых, в том числе, для восполнения нехватки оросительной воды.

Современная консолидация горных предприятий с металлургическими предприятиями глубокого передела открывает реальные возможности для создания малоотходного, а в перспективе и безотходного производства и реализации комплексного подхода к ресурсовоспроизводящей переработке гидроминерального сырья.

ИЗМЕНЕНИЕ СТРУКТУРЫ И ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ПОВЕРХНОСТИ Cu-Zn РУДЫ ПРИ ВЗАИМОДЕЙСТВИИ С РАЗЛИЧНЫМИ РАСТВОРИТЕЛЯМИ*

А.Л. Самусев^{1,2}, В.Г. Миненко¹, Е.Л. Чантурия², Е.В. Копорулина¹.

¹e-mail: Andrey63vzm@mail.ru, Россия, г. Москва

Учреждение Российской академии наук Институт проблем
комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

²e-mail: elenachan@mail.ru, Россия, г. Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ГОУ ВПО МГГУ)

Исследованиями, проведенными в УРАН ИПКОН РАН, установлена возможность интенсификации процесса кучного выщелачивания Cu-Zn руд сложного вещественного состава использованием в качестве выщелачивающего агента продукта электрохимической обработки подотвальных вод, характеризующегося высокой концентрацией кислорода и активного хлора. С целью выявления механизма интенсификации проведены эксперименты по оценке влияния исследуемых вод на изменение структуры и химического состава Cu-Zn руды методом оптической и растровой аналитической электронной микроскопии.

Изучение аншлифов руды до и после контакта с электрохимически обработанной подотвальной водой, характеризующейся концентрацией активного хлора 1.5 г/л, показало, что у поверхности руды сильно изменилась структура и химический состав. Наблюдается расслоение и образование шероховатости поверхности, которая представлена окисленной пленкой железа с присутствием меди и цинка, частично окисленным пиритом, а также окислами марганца, присутствующими в значительных количествах. Кроме того, совместно с сотрудниками УРАН ИОФ РАН, методом диодно-лазерной спектроскопии установлено, что медно-цинковая руда после контакта с электрохимически обработанной подотвальной водой характеризуется более интенсивным проникновением в нее (в 1.7 раз) молекул воды и ускорением обратной их десорбции (в 5.2 раз).

Таким образом, повышение эффективности выщелачивания Cu-Zn руд при использовании продуктов электролиза подотвальной воды обусловлено интенсивным окислением сульфидов с образованием сульфатов, гидроксидов и оксидов железа, а также разрушением матрицы минерала с образованием дефектов и микротрещин, что приводит к интенсивному проникновению в объем минерала выщела-

* Работа выполнена при поддержке ведущей научной школы НШ 3184.2010.5 под руководством академика РАН В.А. Чантурия

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

чивающего раствора и ускорению десорбции образующихся химических продуктов в его объем.

Электрохимическая обработка растворов является перспективным способом интенсификации процесса кучного выщелачивания. При низких капитальных и эксплуатационных затратах и минимальном воздействии на окружающую среду электрохимическая обработка позволит вовлечь в переработку “бедное” и труднообогатимое минеральное сырье, обеспечивая комплексность освоения недр.

КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ СЕРПЕНТИНОВОГО СЫРЬЯ

*С.И. Ануфриева, Ю.Н. Лосев, И.А. Богданов**

e-mail: anufrieva.05@mail.ru Россия, г. Москва

Федеральное государственное унитарное предприятие

Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья

им. Н.М. Федоровского (ФГУП «ВИМС»)

*ГДК «ХРОМ»

Серпентинсодержащие руды могут являться нетрадиционным источником получения солей магния, белой сажи, железосодержащих пигментов, а также хромитового концентрата и соединений хрома.

Объектом исследований, проведенных в ФГУП «ВИМС» являлась руда, содержащая, %: MgO 34-37, SiO₂ 30-43, Fe₂O₃ 8-10, Al₂O₃ 2, Cr₂O₃ 4-7, п.п.п. 8-12. По данным рентгенофазового анализа минеральный состав, %: серпентин - 63, хромпикотит - 13, форстерит - 15, хлорит - 3, рентгеноаморфная фаза - 5.

Для переработки серпентинитов предложено использовать серно- или азотно-кислотные методы. При растворении в кислый раствор переходит магний (95-98%) и другие элементы (железо, алюминий). Очистку раствора проводят нейтрализацией растворами щелочей (натрия, кальция и др.). Из очищенного раствора магний выделяют гидролитическим способом в виде гидроксида магния, который затем подвергается прокалке. Полученный оксид магния соответствует категориям качества по требованиям ГОСТа 844-79 «Магnezия жженая». Сквозное извлечение магния в товарный продукт составляет не менее 95%.

Оставшийся после кислотного выщелачивания нерастворимый остаток – кек, представляет собой смесь диоксида кремния и триоксида хрома. Для получения товарного кремнеземного продукта кек выщелачивается раствором едкого натра, а затем в виде диоксида кремния высаживают из щелочного раствора минеральной кислотой. Диоксид кремния после прокаливания соответствует требованиям к белой саже марки БС-120 (ГОСТ 18307), а также образцу марки «Орисил 200» (ГОСТ 14922) содержанием SiO₂ (99,9%). Извлечение кремнезема составляет ~95%.

Нерастворимый остаток после щелочного выщелачивания и гравитационной доводки содержит ~ 50% Cr₂O₃ при практически полном извлечении из исходной руды. Кроме того, на стадии очистки магнийсодержащего раствора возможно получение высококачественных железоксидных пигментов различной окраски с со-

держанием Fe_2O_3 65-99%.

Таким образом, гидрометаллургический кислотный способ переработки серпентиновой руды является селективным по отношению к минеральным составляющим этого вида сырья, позволяющим получать широкую гамму товарных продуктов: жженую магнезию, белую сажу, железистые пигменты, а также хромитовый концентрат с высокой степенью извлечения.

На основании проведенных укрупненно-лабораторных испытаний разработана технологическая схема комплексной переработки серпентиновой руды, предложено аппаратное оформление процесса, определены основные качественно-количественные показатели и технико-экономические показатели процесса.

ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И СОВРЕМЕННАЯ ТЕХНИЧЕСКАЯ РЕАЛИЗАЦИЯ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ОПИ

А.И. Урванцев

ООО «Русская Корона»

Общеизвестно, «чтобы изготовить любой предмет, нужно произвести работу и, следовательно, затратить энергию» (акад. Капица П. Л.). На сегодняшний день энергосбережение, снижение удельных затрат энергии и сырья в каждой технологической операции до физически возможных – одна из наиболее актуальных задач, стоящих перед предприятием.

Для эффективной технической реализации энергосбережения в сфере обогащения полезных ископаемых сформулированы следующие технологические принципы:

- не дробить и не измельчать ничего лишнего;
- не обогащать ничего лишнего.

Однако зачастую производства не следуют этим логически верным принципам. Так, например, измельчают шары, стержни и воду в мельницах; добавляют воду (в 5-10 раз больше по массе и в 10-30 раз по объему от руды) и реагенты, разубоживая таким образом питание технологических операций. Все это резко увеличивает капитальные и эксплуатационные, т.е. энергетические затраты на избавление от воды и флотореагентов. Поэтому фактические затраты на измельчение на порядок превосходят таковые при дроблении. Затраты на реализацию флотационной технологии в электрическом эквиваленте (с учетом подогрева пульпы, обезвоживания и сушки) достигают 300-400 кВт•ч/т исходной руды. Такая техническая реальность в сочетании с ростом цен на энергоресурсы и экологические мероприятия заставили экономику осваивать сухие методы переработки полезных ископаемых, которые по определению обладают перспективами существенного снижения энергозатрат.

Физической основой энергосбережения является то, что затраты энергии на перемещение частиц руды не зависят от природы силовых полей (инвариантны). Так, работа силы тяжести равна изменению потенциальной энергии в гравитационном поле

$$A_g = mg\Delta h = -W_n;$$

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

в электростатическом поле эта работа равна

$$A_q = q \cdot E \cdot \Delta d;$$

и в поле постоянных магнитов соответственно

$$A_m = F_m \cdot \Delta S = x_0 \cdot H \cdot \text{grad} H \cdot \Delta S,$$

где m , q , x_0 – «гравитационный», электрический и магнитный заряды частицы;

g , E и H – напряженность силового поля;

Δh , Δd , ΔS – смещение заряда в соответствующем поле.

Расчеты по этим формулам показывают, что при перемещении в воздушной среде на $\Delta d \approx 0,1$ м (что вполне достаточно для операции разделения сепарируемой смеси) затраты энергии на одну тонну исходной руды составляют:

$$A_g = 1 \cdot 10^3 \text{ кг} \cdot 10,01 \text{ м/с}^2 \cdot 0,1 \text{ м} = 1 \cdot 10^3 \text{ Дж/т},$$

что эквивалентно $\sim 0,278$ Вт·ч/т.

В электростатическом поле таким затратам соответствуют фактически реализуемые напряженность поля $E = 5 \cdot 10^5$ В/м и удельный заряд $q/m = 2 \cdot 10^{-5}$ Кл/кг.

Все главные технологические операции в обогащении полезных ископаемых обладают свойствами вероятностных процессов – дисперсией разделительного признака. Чем меньше дисперсия разделительного признака, тем выше его контрастность, тем больше вероятность реализации конечной цели той или иной технологической операции.

При гравитационном обогащении разделительный признак – плотность – со стопроцентной вероятностью задан природой. Неизменность параметров силового поля гравитации в объёме сепаратора также гарантирована природой. В этих условиях физически обоснованные затраты, как показано, составляют $\sim 0,3$ Вт·ч/т. Однако при технической реализации в водной среде расход электроэнергии увеличивается до 100-1000 Вт·ч/т. Магнитные методы обогащения также обеспечены природой достаточно высокой плотностью энергии поля и контрастностью магнитных свойств. Поэтому в подавляющем большинстве технически реализованных магнитных сепараторов расход энергии составляет 10-100 Вт·ч/т.

При электросепарации вероятность отклонения частицы на заданную величину определяются уже несколькими вероятностями: меняющимися значениями напряжённости электрического поля, величины заряда и координаты. Чтобы реализовать вероятность достаточной напряжённости необходимо учитывать поле, образуемое суммарным зарядом сепарируемых частиц. Вероятностный характер распределения частиц по удельным зарядам требует дополнительных затрат энергии на обеспечение процесса электризации числом актов зарядки, повышением температуры или понижением влажности окружающей среды и сепарируемой смеси. В результате физически необходимые затраты энергии на электросепарацию $\sim 0,3-1,0$ Вт·ч/т возрастают до 100-1000 Вт·ч/т. Наконец, при флотации вероятность для частицы стать гидрофобной и перейти в концентрат (пену) равна произведению 4-х вероятностей:

- столкновения частицы с пузырьком;
- закрепления на пузырьке;
- удержания до выхода в пену;
- удержания в пене.

Для практической реализации всех этих вероятностей производят интенсив-

ную аэрацию и перемешивание пульпы, введение флотореагентов и нагрев пульпы, увеличение времени флотации и количества перечистных операций. В результате практические затраты на флотацию эквивалентны $\sim 100000 \text{Вт}\cdot\text{ч/т}$ и более, т.е. в ~ 100000 раз больше теоретически необходимых.

Обезвоживание и сушка также обладают всеми свойствами вероятностных (массовых) процессов. Гравитационная влага – основной объем воды в продуктах обогащения, наиболее легко отделяется от твердых частиц именно за счет сил гравитации. Глубокое обезвоживание - сушка – в современном техничном исполнении основана на эффекте испарения большого числа молекул воды. При этом достижение 100% вероятности испарения требует затрат тепловой энергии на уровне удельной теплоты испарения (для воды – $2,3 \cdot 10^6$ Дж/кг). В результате при удалении 15% влаги расход энергии в электрическом эквиваленте достигает $285 \text{кВт}\cdot\text{ч/т}$ высушиваемого продукта. К этому следует добавить, что вся энергия, расходуемая на нагрев пульпы и сушку концентратов ($\sim 400 \text{кВт}\cdot\text{ч/т}$), затем безвозвратно рассеивается в атмосферу – огромное тепловое загрязнение земной атмосферы.

При дроблении и измельчении возникает необходимость повысить вероятность получения куском (частицей) руды достаточного разрушающего воздействия. В дробилках при монослойном расположении кусков между дробящими элементами (щеками) вероятность преобразования подведенной энергии в разрушающие напряжения равна единице. Вся энергия переходит в полезную работу и поэтому расход потребляемой электроэнергии минимален и составляет $\sim 100 \text{Вт}\cdot\text{ч/т}$. В мельницах эффект монослойного расположения частиц между мелющими телами исчезает. Вероятность встречи каждой частицы с достаточным разрушающим воздействием уменьшается пропорционально увеличению числа частиц относительно неизменного числа дробящих элементов, несущих разрушающее воздействие. Поэтому приходится повторять попытки измельчения много раз за счет внутренней и внешней циркуляции. В результате расход энергии возрастает в десятки раз и достигает в целом на измельчение $\sim 10\text{-}20 \text{кВт}\cdot\text{ч/т}$. Технически возможным представляется расход электроэнергии в этом разделе $\sim 1\text{-}2 \text{кВт}\cdot\text{ч/т}$.

ИССЛЕДОВАНИЕ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДИ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ РУД ВОЛКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Е.А. Васильев, В.Н. Томина, А.Б. Лебедь

e-mail: E.Vasilev@elem.ru, Россия, г. Верхняя Пышма

Исследовательский центр ОАО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма

В настоящее время наблюдается истощение минерально-сырьевой базы цветной металлургии. Оставшиеся ресурсы классифицируются относительно существующих методов как труднообогатимые и требуют разработки и внедрения современных эффективных технологий их переработки.

Одним из таких направлений является технология кучного выщелачивания, позволяющая снизить капитальные и эксплуатационные затраты, а также вовлечь в переработку бедные окисленные и смешанные медные руды.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Рассмотрена возможность освоения метода кучного выщелачивания на примере месторождения «Волковское». Здесь разведаны новые запасы окисленной руды, также накоплено значительное количество труднообогатимых руд.

Для исследований выделен основной тип руды - отвальная окисленная руда, складированная на борту карьера Волковского рудника при отработке Лавро-Николаевского участка.

Накопленные запасы отвальной окисленной руды достигают 3 млн.т, при содержании меди 0,6 % (таблица 1), из них 55-58 % меди находится в окисленных соединениях, по 23 % приходится на первичные и вторичные сульфиды.

Фазовый состав исследуемых руд, а именно преобладание окисленных соединений меди, обусловил использование в качестве реагента растворов серной кислоты.

Таблица 1 – Химический состав исследуемого типа руды

Наименование	Содержание, %				
	Сu _{общая}	Сu _{окисленная}	Сu _{во вторичных сульфидах}	Fe _{общее}	Fe _{кислоторастворимое}
Лавро-Николаевская отвальная	0,58-0,60	0,32-0,35	0,13	8,7-9,9	0,60-0,61

Химический состав исследуемых материалов отличается низким содержанием кислоторастворимого железа у данного типа руды - от 0,53 до 0,63 %.

Принципиальная технологическая схема переработки окисленной руды Волковского месторождения включает следующие этапы: дробление и грохочение руды, кучное выщелачивание, экстракция, либо цементация меди на клинкере.

Аналогом процессов кучного выщелачивания в лабораторных условиях является перколяционное выщелачивание.

При исследовании перколяционного выщелачивания рассмотрено влияние крупности образцов, расхода кислоты, способа её введения, продолжительности обработки и высоты слоя руды на степень извлечения меди в раствор.

Для проведения исследований общую пробу руды измельчали до крупностей минус 50, 20 и 10 мм, из которых формировался образец для исследований.

Для сокращения продолжительности выщелачивания, а также повышения содержания меди в продуктивном растворе руду предварительно подвергали грануляции при расходе концентрированной серной кислоты 25 кг/т руды, также образцы руд направляли на выщелачивание и без грануляции. Гранулированный материал подвергали выстаиванию в течение 3 суток.

Перколяционные установки состояли из колонн диаметром 15 см с высотой загрузки руды 2 м и 4 м, в среднем масса загруженной руды в колонны составляла 50 и 120 кг, соответственно.

В ходе выщелачивания контролировали следующие параметры процесса: расход серной кислоты, скорость фильтрации, количество вымываемых осадков, содержание меди, железа и примесей в продуктивных растворах.

Перколяционное выщелачивание вели как в замкнутом по растворителю цикле, позволяющем продуктивные растворы, прошедшие стадию обезмеживания,

вновь направлять на орошение колонн, так и без оборота выщелачивающих растворов.

Результаты показали, применение перколяционного выщелачивания для переработки окисленных руд месторождения Волковское возможно.

Степень извлечения меди в раствор составляет 49,4-70 %. Данные показатели достигнуты при продолжительности выщелачивания от 81 до 160 суток.

В ходе исследований установлено, что при высоте перколяционного слоя 2 м снижении исходной крупности руды с -50+0 до -10+0 мм извлечение меди в раствор повышается.

Также при одинаковой исходной крупности образцов и расходе кислоты независимо от способа её введения в процесс получено близкое извлечение меди.

Предварительная грануляция образцов руды позволяет сократить продолжительность выщелачивания в начальный период за счет ввода значительной части кислоты на стадии подготовки кучи (рисунок 1), однако приводит к высокому содержанию кислоты и примесей в головных порциях продуктивного раствора и осаждению последних в колонне, а также в дальнейшем затрудняет проницаемость слоя руды.

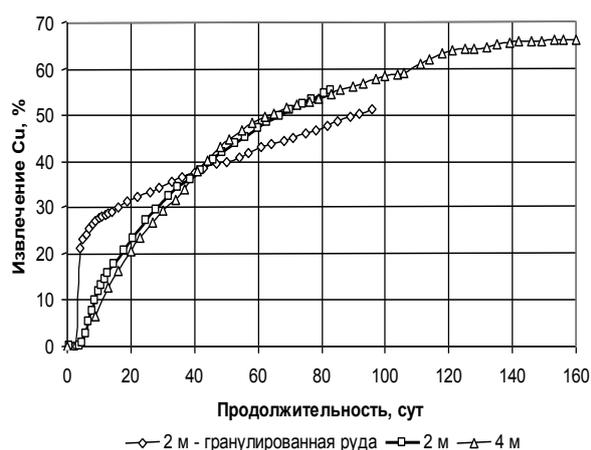


Рисунок 1 – Влияние продолжительности на степень извлечения меди из образцов отвальной окисленной руды крупностью – 20+0 мм при различной высоте перколяционного слоя с предварительной грануляцией и без

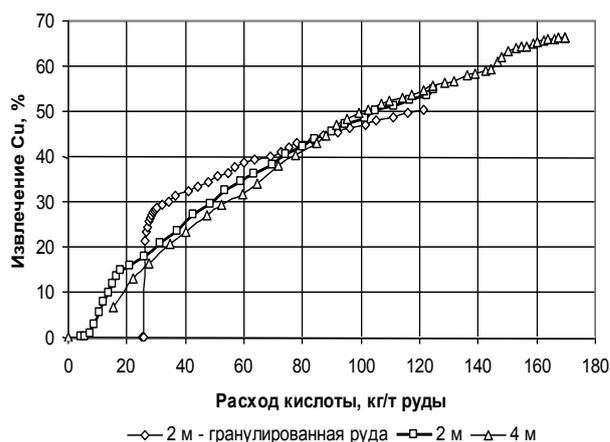


Рисунок 2 - Влияние расхода серной кислоты на степень извлечения меди из образцов отвальной окисленной руды крупностью – 20+0 мм при различной высоте перколяционного слоя с предварительной грануляцией и без

При увеличении высоты слоя руды с 2 до 4 м без предварительной грануляции и снижении исходной крупности до -10+0 мм наблюдается ухудшение фильтрационной способности слоя, что связано с наличием в образцах значительной доли мелких фракций, а следовательно увеличивается продолжительность выщелачивания для достижения полноты извлечения меди.

Наилучшие показатели по извлечению меди при высоте перколяционного слоя 4 м достигнуты при выщелачивании фракций руды -20+0 мм и составили 63-66,8%,

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

которые согласуются с результатами исследований, проведенных в колоннах с максимальной высотой загрузки руды 2 м.

Полученная кислотоемкость для данного типа руды весьма высокая – расход серной кислоты составил от 120 до 170 кг/т руды или от 25 до 45 кг/кг извлеченной меди (рисунок 2).

При оценке скорости просачивания растворов определяющим фактором явилось накопление примесей в оборотных растворах, приводящее к повышению их плотности и вязкости и, как следствие, прекращению фильтрации продуктивных растворов из колонны.

Для вывода примесей и сохранения водного баланса проводили кондиционирование оборотных растворов путем гидролитического осаждения солей кальцийсодержащими осадителями. Эффективна очистка растворов до pH 8 - 8,5 при применении известкового молока.

Для выделения меди из продуктивных растворов перколяционного выщелачивания исследовали цементацию меди на магнитной фракции клинкера и её жидкостную экстракцию.

Преимуществом цементации является возможность вовлечения в пирометаллургическое производство меди и драгоценных металлов, входящих в состав клинкера; с другой стороны по этой технологии готовым продуктом становится медный концентрат, нуждающийся в переплавке и электрорафинировании, тогда как по экстракционной технологии получается высокочистая медь.

Экстракция меди из продуктивных растворов выщелачивания проводилась в лабораторных условиях в экстракторе объемом 25 л.

В качестве экстрагента использовали LIX 984N в разбавителе Shellsol D90.

Степень извлечения меди на стадии экстракции составляет 95-99 %, содержание ее в растворах после экстракционной обработки 3-5 мг/дм³.

Цементационный метод осаждения меди из продуктивных растворов перколяционного выщелачивания на измельченной магнитной фракции клинкера показал высокую эффективность.

При 20-кратном избытке клинкера 99%-ное извлечение меди достигается за 30 минут контакта.

Полученный цементат содержит от 11 до 13 % меди.

Таким образом, в ходе работы определены основные параметры перколяционного выщелачивания отвальной окисленной руды месторождения «Волковское», доказана не высокая эффективность применения стадии грануляции руды, определено максимальное извлечение меди.

Проведенные исследования показывают, что переработка руды месторождения «Волковское» с применением метода кучного выщелачивания является эффективной.

Результаты работ использованы для разработки технологического регламента на создание опытно-промышленной установки по получению концентрата меди из окисленных руд месторождения «Волковское» методом кучного выщелачивания - цементация.

**ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ СФЕНОВОГО И
ЭГИРИНОВОГО КОНЦЕНТРАТОВ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ
АПАТИТО-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД**

А.Ш. Гершенкоп, Т.Н. Мухина, В.И. Захаров¹

e-mail: alex@goi.kolasc.net.ru, e-mail: muhina@goi.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты
Учреждение Российской академии наук Горный институт КНЦ РАН (УРАН ГОИ КНЦ РАН)

¹Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии редких
элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева КНЦ РАН, г. Апатиты
(УРАН ИХТРЭМС КНЦ РАН)

Хибинские апатито-нефелиновые руды содержат апатит, нефелин, сфен, эгирин, титаномагнетит и полевые шпаты. Эгирин относится к пироксенам, которые включают минералы от эгирин-авгита до эгирина, различающиеся по химическому составу и магнитным свойствам. Эгирин содержит небольшое количество кальция и много железа, поэтому он плохо флотируется и отделяется магнитной сепарацией в магнитном поле высокой напряженности. Эгирин-авгит содержит 14-20% CaO и меньше железа, хорошо флотируется и обладает меньшей по сравнению с эгирином магнитной восприимчивостью. Известен целый ряд работ, которые посвящены комплексному обогащению этих руд с получением апатитового, нефелинового, сфенового, эгиринового и титаномагнетитового концентратов. По схеме комплексного обогащения апатитонефелиновых руд выделены помимо апатитового и нефелинового концентратов сфеновый, эгириновый и титаномагнетитовый. Сфеновый концентрат получен доработкой пенного продукта обратной флотации и содержал 30-32% TiO₂ (80-85% по сфену), 1,5-2% P₂O₅ (3-5% апатита), 3% Al₂O₃ (8-10% нефелина). К недостаткам следует отнести зависимость технологии обогащения от минерального состава руды. При уменьшении содержания в руде сфена, увеличении содержания нефелина и пироксенов, качество сфеновых концентратов колеблется, что часто не устраивает потребителей. Для повышения качества сфенового концентрата предложено ввести вторую контрольную флотацию, что одновременно повышает показатели производства апатитового концентрата и снижает содержание апатита в сфеновом концентрате до 2% (0,9% P₂O₅). Здесь содержание сфена в сфеновом концентрате составляет 85% и он в основном загрязнен нефелином, содержание которого колеблется от 10 до 15% (3-5% Al₂O₃).

ОАО «Апатит» совместно с ИХТРЭМС КНЦ РАН предложили способ получения высококачественного сфенового концентрата. Способ основан на кислотном растворении нефелина, а затем (на второй стадии) – апатита при предварительном выделении эгиринового концентрата. Этот способ приводит к большим потерям сфена, т.к. пенный продукт обратной флотации нефелина содержит 3-4% TiO₂ или 7-10% сфена, до 35% нефелина, 7-10% апатита и около 40% пироксенов. При производительности апатито-нефелиновой фабрики около 10 млн т количество пенного продукта обратной нефелиновой флотации с учетом переработки всех хвостов апатитовой флотации составит более 3 млн т. Растворение нефелина и апатита, содержащихся здесь, создаст проблемы с использованием получаемых растворов. Следует учитывать расходы кислоты для такого объема продукта, а также количество необходимых реакторов и экологических последствий такой технологии. Поэтому при

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

реализации технологии целесообразно использовать первые флотационные камеры нефелинового передела, где содержание TiO_2 составляет 7-9%, что и приведет к большим потерям сфена, т.к. пенный продукт последующих камер не вовлекается в переработку.

По разработанной технологии весь пенный продукт обратной флотации нефелина подвергается перечисткам с добавлением депрессоров: жидкого стекла или кремнефтористого натрия, расходы которых составляют 15 г/т питания обратной флотации нефелина. Как было установлено ранее, применение сочетаний собирателей мыла сырого таллового масла и высокомолекулярного алкилбензолсульфоната позволяет в щелочной среде вести обратную флотацию нефелина более селективно по отношению к темноцветным минералам, что дает сфеновый концентрат более высокого качества. Пенный продукт III перечистки, содержащий до 24% TiO_2 направляется на химическую очистку в одну стадию при расходах серной кислоты 1,21 кг на 1 кг нефелина при температуре до 50°C. Такой расход серной кислоты обеспечивает практически полное растворение остатков нефелина и апатита, что обеспечивает коллективный концентрат темноцветных минералов (сфен и пироксены) с содержанием Al_2O_3 и P_2O_5 меньше 0,2%. После сушки этого концентрата он разделяется магнитной сепарацией при напряженности магнитного поля 2500-3000 Э. В результате этой операции выделяется сфеновый концентрат, содержащий TiO_2 около 37% и эгириновый концентрат с минимальным содержанием примесей Al_2O_3 и P_2O_5 .

По сравнению с ранее разработанной технологией использование перечистных операций флотации пенного продукта обратной флотации нефелина позволяет более чем в 3 раза сократить фронт химической очистки, вести ее в одну стадию, более чем в 3 раза сократить расходы серной кислоты при практически одинаковом высоком качестве получаемых сфенового и эгиринового концентратов. Получаемый при этом раствор можно полностью использовать внутри ОАО «Апатит» в качестве алюмосодержащих коагулянтов.

ПРИМЕНЕНИЕ МИКРООРГАНИЗМОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ СИЛИКАТНЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД

Е.А. Ким, Л.Н. Крылова

e-mail: katenka_kim@mail.ru, Россия, г.Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

Большая часть мировых запасов никеля до 63% и кобальта до 58% сосредоточена в силикатных никелевых (латеритовых) рудах, которые преимущественно бедные, среднее содержание никеля в российских рудах около 1,3 %, зарубежные руды встречаются с более высоким содержанием, в Новой Каледонии до 5% никеля.

Вследствие присутствия никеля и кобальта в виде изоморфной примеси в кристаллической решетке силикатов и других минералов и распределения целевых металлов по всем минералам латеритовых руд они не обогащаются традиционными методами. В настоящее время перерабатываются наиболее богатые латерито-

вые руды, из которых производят 35-42 % никеля в мире.

Технология переработки силикатной никелевой руды определяется минералогическим составом и содержанием в ней никеля. Низкое извлечение металлов, большой расход реагентов и энергетических затрат при переработке силикатных руд выщелачиванием обусловлены высоким содержанием железа и магния.

Эффективность выщелачивания силикатных никелевых руд серной кислотой зависит от концентрации кислоты, рентабельность - от расхода кислоты. Извлечение никеля и расход кислоты также зависят от минерального состава руды, так богатые железистые (лимонитовые) руды содержат меньше никеля, чем богатые силикатные руды; магниезиальные руды потребляют больше кислоты на растворение магниевых минералов. Расход серной кислоты на выщелачивание латеритовой руды достигает 1,1 т/т руды, например на кучное выщелачивание руды на единственном действующем предприятии Caldag (Турция) составляет 530 кг на т руды при извлечении 79%.

Изучение применения микроорганизмов для выщелачивания металлов из силикатных никелевых руд проводилось в основном зарубежными учеными в рамках лабораторных исследований и направленно на снижение расхода кислоты. Поэтому для выщелачивания металлов из силикатной никелевой руды применялись гетеротрофные микроорганизмы, которые в качестве источника углерода для строения клеток используют органические углеводы, при этом по циклу Кребса образуют карбоновые кислоты. Большинство исследователей использовало для выщелачивания силикатных минералов мицелиальные микрогрибы *Aspergillus niger* и *Penicillium*, синтезирующие наибольшее количество кислот. Применение гетеротрофных микроорганизмов для выщелачивания металлов основано исключительно на прямом действии на минералы продуктов их жизнедеятельности, которыми являются кислоты и ферменты.

Применяемые в промышленности для растворения сульфидов и серы хемоавтотрофные бактерии, катализирующие окислительно-восстановительные реакции с целью получения энергии электронов, не целесообразно использовать для выщелачивания латеритов. Автотрофные микроорганизмы производят значительно меньше кислот, чем гетеротрофные, поэтому с этой позиции их применение не может быть эффективно. Регенерируемое железоокисляющими бактериями трехвалентное железо не растворяет силикатные минералы, в которых находятся никель и кобальт. Учитывая, что в латеритовой руде практически отсутствует сера применение сероокисляющих бактерий также лишено смысла.

Проведены поисковые исследования применения микроорганизмов для выщелачивания металлов из силикатных никелевых руд. Использованы три класса гетеротрофных микроорганизмов - мицелиальные микрогрибы *Aspergillus niger* и *Penicillium strain*, дрожжи *Yarrowia lipolytica* и силикатные бактерии рода *Bacillus* и *Clostridium*. Культивирование микроорганизмов осуществлялось на питательных средах содержащих в качестве источника углерода органические вещества, таких как глюкоза, сахароза и др. Задача нахождения дешевого углеводного питания для микроорганизмов на этом этапе исследования не ставилась.

При культивировании грибов *Aspergillus niger* и *Penicillium strain* значение pH за 3 суток снижается с 5,5 до 2,56, дрожжей *Yarrowia lipolytica* – до 3,5, бактерий *Bacillus muciloginosus* с 8 до 4,56.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Из результатов исследований следует, что состав кислот и ферментов, вырабатываемых микроорганизмами, зависит от условий среды культивирования и различно влияет на выщелачивание металлов из силикатных минералов. Грибы *Aspergillus niger* образуют преимущественно лимонную кислоту, дрожжи *Yarrowia lipolytica* кроме лимонной кислоты производят изолимонную кислоту, грибы *Penicillium strain* модифицируют образующуюся лимонную кислоту до щавелевой и винной кислоты по циклу Кребса. При культивировании силикатных бактерий рода *Bacillus* доля образуемой лимонной кислоты в составе кислот незначительна, так как интенсифицируются 3 и 4 реакции цикла Кребса с образованием сукцинатов из кетоглутаратов при окислительно-восстановительном потенциале (ОВП) сукцинат/кетоглутарат – 670 mV, что подтверждается снижением ОВП в отрицательную область восстановительных условий с +120 mV до -480 mV при действии бактерий, не наблюдаемое при жизнедеятельности других микроорганизмов.

При сернокислотном выщелачивании исследованной пробы руды расход кислоты составляет 0,9-1,1 т/т при извлечении железа 83-85%. Карбоновые кислоты вырабатываемые грибами и дрожжами более слабые, чем неорганические кислоты и значительно менее эффективно выщелачивают металлы из руды. Извлечение железа из руды с использованием продуцентов грибов *Aspergillus niger* составляет 56 %, грибов *Penicillium strain* – 41 %, металлы практически не извлекаются бактериями рода *Bacillus*. Лимонная кислота обладает свойством комплексообразования с металлами, что влияет на повышение извлечения металлов при увеличении ее концентрации. Культуральной средой *Yarrowia lipolytica* с концентрацией цитратов 100 г/л и изоцитратов 10 г/л извлечение железа из силикатных руд составило 28 %, с концентрацией цитратов 10 г/л и изоцитратов 50 г/л – 16 %. Образование изоцитратов в среде происходит при нейтрализации лимонной и изолимонной кислот гидроксидом натрия для остановки цикла Кребса в процессе культивирования дрожжей. Снижение извлечения железа при увеличении доли изоцитратов объясняется неспособностью изолимонной кислоты образовывать комплексы с металлами.

Установлено, что при выщелачивании силикатной никелевой руды с использованием *Aspergillus niger* в режиме без перемешивания происходит рост грибов, при котором кремний откладывается на стенках грибов предположительно в виде кремнийорганических соединений с ферментами. Извлечение металлов из руды культуральной средой грибов повышается при перемешивании, рост грибов при этом не наблюдается. В клетках *Aspergillus niger* после выщелачивания по данным микроскопического анализа находятся металлы и кремний, что показывает отсутствие избирательности действия грибов при выщелачивании силикатной никелевой руды.

При выщелачивании латеритов метаболитами бактерий рода *Bacillus* - металлы не выщелачиваются, но в раствор переходит кремний. Выщелачивание кремния происходит за счет разрушения силоксановой связи Si-O в кристаллической решетке силикатов в результате действия выделяющихся при жизнедеятельности бактерий карбоновых кислот в присутствии фермента силиказа. Образование специфического фермента бактериями сопровождается снижением потенциала культуральной среды в область отрицательных значений – восстановительных реакций.

По результатам исследований в результате деструкции силикатными бактериями минералов латеритов происходит концентрирование металлов в руде и вы-

щелачивание кремния в раствор, при этом концентрирование никеля происходит в высоконикелистых минералах, в отличие от действия серной кислоты, когда осуществляется полное перераспределение никеля на окремененном силикате в виде аморфных образований.

Выщелачиванию с участием бактерий *Bacillus* в отличие от серной кислоты подвергаются серпентизированные магниевые и железисто-магниевые силикаты, содержащие серпентин антофиллит, тальк, кварц, силикат алюминия, клинохлор и минерал нонтронит, пимелит и не выщелачиваются сульфиды никеля.

Отличия действия химического выщелачивания от бактериального связаны с типом слоистой структуры силикатов, которые подразделяются на шесть групп: каолинит-серпентинит типа 1:1, расстояние между слоями 7,2 А; пирофиллит-тальк 2:1, 9,3 А; слюды (диоктаэдрические и триоктаэдрические формы) типа 2:1, 10 А; хлориты (триоктаэдрического) типа 2:1, 14,2 А; галлуазит (гидратированная фаза со слоем молекул воды между алюмокремниевыми пакетами) типа 1:1, к ним относятся гарниерит, 10,1 А; смектит типа 2:1, 15 А. Металлы, содержащиеся в минералах группы каолинит-серпентинит и галлуазит, способны выщелачиваться как кислотой, так и бактериями, в то время как металлы из силикатов остальных групп необходимо вскрывать для контакта с кислотой перед выщелачиванием.

Таким образом, применение биодеструкции латеритов бактериями рода *Bacillus* целесообразно осуществлять при содержании в силикатной никелевой руде никельсодержащих силикатов групп пирофиллит-тальк, слюды, хлориты или монтмориллониты, с последующим серноокислотным выщелачиванием. Предварительная биодеструкция минералов исследованной пробы железисто-магнезиальной руды позволяет повысить извлечение никеля на 5,4 % и снизить расход серной кислоты на извлечение металлов из кеков биодеструкции на 17 %.

ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ РУДЫ ШЕМУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ ОАО «СВЯТОГОР»

*И.Ф. Гарифулин, Е.В. Собянина, М.И. Стихина,
А.А. Бондарев¹, С.Н. Андреев¹, Г.Д. Топаев²*

e-mail: umbr@umbr.ru, Россия, г. Екатеринбург

Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр»
(ОАО «Уралмеханобр»)

¹e-mail: tgd@svg.ru, Россия, г. Красноуральск

Открытое акционерное общество «Святогор» (ОАО «Святогор»)

²Общество с ограниченной ответственностью «УГМК-Холдинг»
(ООО «УГМК-Холдинг»)

Шемурское и Ново-Шемурское месторождения расположены в пределах западного крыла Тагильского мегасинклиналия. ООО «УГМК-Холдинг» приняло решение об их эксплуатации с переработкой на обогатительной фабрике ОАО «Святогор» руд Шемурского месторождения с 2011 года, Ново-Шемурского – с 2012 года.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

По заданию ООО «УГМК-Холдинг» в 2008 году в ОАО «Уралмеханобр» проведены исследования на обогатимость и разработан технологический регламент на обогащение медно-колчеданных руд Шемурского месторождения. Разработанная технологическая схема обогащения предусматривает получение только медного концентрата и включает в себя:

- I и II стадии измельчения исходной руды до 75% класса -74 мкм;
- межстадиальную флотацию с выводом раскрытых зерен медных минералов сразу в готовый медный концентрат;
- III стадию измельчения хвостов межстадиальной флотации до 90-95% класса -74 мкм;
- цикл медной флотации (основная, контрольная, 2 перечистки) с получением медного концентрата II перечистки и отвальных хвостов.

Готовый медный концентрат складывается из пенных продуктов межстадиальной флотации и II перечистки. Разработанный реагентный режим предусматривал применение традиционных для медно-колчеданных руд флотационных реагентов: бутиловый ксантогенат калия, вспениватель Т-92, известь. Плановые показатели обогащения при содержании меди в руде 1,48%: качество концентрата 19,2% меди при извлечении 82%.

Опытная переработка медной руды Шемурского месторождения на ОФ ОАО «Святогор» начата в октябре 2010 года. Первоначальный технологический и реагентный режим соответствовал регламентному. Сразу после запуска была отмечена удовлетворительная работа циклов дробления и измельчения руды, тонина помола перед операциями межстадиальной и основной флотации стабильно соответствовала регламентным (70 и 90% класса -0,074 мм). Содержание меди в отвальных хвостах в среднем также соответствовало регламентному (на уровне 0,27%), но качество медного концентрата получалось очень низким (12-14%, в отдельные смены до 10-11%), причем общий медный концентрат складывается из богатого концентрата межстадиальной флотации (> 20% меди) и очень бедного концентрата II медной перечистки (9-10% меди).

Следует отметить, что при решении задачи достижения планового (не менее 19% меди) качества медного концентрата специалисты ОАО «Уралмеханобр» и ОАО «Святогор» столкнулись со значительными трудностями. Установлено, что продолжительность флотации и расходы собирателя, определенные регламентом, для руд верхних горизонтов Шемурского месторождения являются явно избыточными. Основная причина – руды верхних горизонтов Шемурского месторождения имеют более низкое содержание серы (38-40%), чем в среднем по месторождению (45-47%). Соответственно, при их обогащении требуются меньшие расходы собирателя и продолжительность флотации, чем было запланировано в регламенте.

Была отобрана проба медного концентрата II перечистки для изучения его химического, гранулометрического и минералогического состава. Цель данного исследования – определить в каких классах крупности происходит «загрязнение» медного концентрата пиритом и в каком виде (свободном или сростках) находится пирит в медном концентрате.

Данная проба разделена на классы крупности седиментационным методом (на установке АДАП), в каждом классе крупности определено содержание меди, изучен

минералогический состав и раскрытие минералов (см. таблицы 1 и 2).

Таблица 1 – Результаты дисперсионного анализа концентрата II перечистки.

Классы крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Cu, %	Распределение Cu, %
+ 0,071	0,67	25,70	1,65
- 0,071 + 0,045	9,13	16,60	14,48
- 0,045 + 0,024	71,08	8,01	54,41
- 0,024 + 0,012	9,00	8,70	7,48
- 0,012 + 0,006	5,04	17,40	8,98
-0,006 + 0,000	5,08	26,80	13,00
исходная проба	100,00	10,46	100,00

Таблица 2 – Степень раскрытия минералов в пробе концентрата II перечистки.

Классы крупности, мм	Халькопирит		Пирит (пирротин)	
	свободные зерна	сростки с пиритом	свободные зерна	сростки с халькопиритом
+0,045	70	30	20	80
-0,045+0,024	81	19	60	40
-0,024+0,012	85	15	75	25
-0,012+0,006	99	1	95	5
-0,006+0,000	100	е.з.	100	е.з.

Примечание: е.з. – единичные зерна.

Как видно из данных, приведенных в таблицах 1 и 2, основное «загрязнение» медного концентрата пиритом наблюдается в крупности от 12 до 45 мкм, причем большая часть пирита находится в свободном виде, что говорит о высокой флотационной активности тонкоизмельченного пирита в руде верхних горизонтов Шемурского месторождения. Следовательно, переизмельчение данной руды оказывает отрицательное влияние на показатели её обогащения. Рекомендовано снижение тонины помола руды перед основной флотацией (увеличение производительности технологических секций ОФ по исходной руде на 10%).

Таким образом, в ходе освоения первоначальный (регламентный) технологический и реагентный режим обогащения Шемурской руды был существенно скорректирован:

- на 30% сокращены фронты флотомашин межстадиальной и основной флотации;
- резко сокращен расход вспенивателя и собирателя (в 2-2,5 раза);
- для повышения качества медного концентрата введена подача активированного угля в операции медных перечисток;
- увеличена производительность технологических секций по руде.

В результате работ по освоению технологии переработки медной руды Шемурского месторождения, проведенных совместно специалистами ОАО «Святогор» и ОАО «Уралмеханобр», регламентные показатели обогащения указанной руды были достигнуты.

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ООО КОМПАНИЯ «МАРИЯ-ТРЕЙД»
В ОБЛАСТИ ОБОГАЩЕНИЯ И КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

Б.Н. Кравец

e-mail: bkav@bk.ru, Россия, г. Екатеринбург,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
«Уральский государственный горный университет» (ГОУ ВПО УГГУ)

ООО Компания «Мария-трейд» имеет почти двадцатилетний опыт работы в области переработки природного и техногенного сырья. Годовой объем перерабатываемого сырья составляет около 18 тыс. тонн. Из них на первой производственной площадке перерабатывается до 12 тыс. тонн, а на второй производственной площадке около 6 тысяч тонн в год.

Первая производственная площадка компании примыкает к станции Изумруд Свердловской железной дороги и имеет один железнодорожный тупик с тремя разгрузочными ямами для приемки сырья, поставляемого в полувагонах с односторонней разгрузкой вагонов и пандус для погрузки в крытые вагоны, как с открытой площадки, так и непосредственно с цеха переработки. Возможна приемка сырья доставляемого цементовозами, крытыми вагонами, автотранспортом.

Две разгрузочные ямы имеют емкость по 120-150 тонн и размещены непосредственно в цехе. Приемная яма, размещенная вне цеха переработки, имеет емкость 600 тонн. Крытые производственные площадки составляют около 2 000 м².

Производственные мощности первой производственной площадки используются, в основном, для приемки, переработки и хранения резервных объемов плавикового шпата, поступающего по импорту из Монголии. Плавиковый шпат кусковых сортов поступает в крупности – 500 (300) + 0 мм, и направляется последовательно на одну или две стадии дробления в щековых дробилках типа СМД. Здесь же производится повагонное опробование, ручная сортировка выделенного класса, фракционирование шпата, фасовка в бигбеги в зависимости от требований клиентуры.

Кроме плавикового шпата на первой производственной площадке перерабатывают техногенное сырье: анодные огарки алюминиевых электролизеров; выломки футеровки металлургических агрегатов с получением огнеупоров и т. д. Из первичного сырья здесь же перерабатываются гранит, яшма, серпентинит и другие горные породы во фракционированные продукты для дизайнерских и строительных нужд. Методы переработки - визуальная сортировка, дробление, измельчение, грохочение, магнитная, электрическая сепарация. Производится выпуск крашенных фракционированных горных пород для строительных нужд мощностью до 60 тонн в месяц.

Вторая производственная площадка примыкает к станции Асбест Свердловской железной дороги; имеет семь железнодорожных тупиков, гараж, мастерские, административно-бытовой комплекс, включающий создаваемую технологическую лабораторию, лабораторию ОТК. Персонал аутсорсинговой компании ООО «ПФМ, эксплуатирующей производственные мощности обеих производств составляет 86 человек.

Вторая производственная площадка принимает сырье для переработки в одно, двухтонных мягких контейнерах, доставляемое железнодорожным и автодорожным транспортом. Разгрузка осуществляется козловыми кранами грузоподъемностью 10 и 20 тонн. Сы-

**Международное совещание «Плаксинские чтения – 2011»,
г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г.**

рье с площадок разгрузки доставляется в склады и на перерабатывающие участки погрузчиками. Отгрузка продукции осуществляется полувагонами, крытыми вагонами и автотранспортом. На второй производственной площадке производятся компоненты керамического флюса, используемого для сварки труб большего диаметра.

В качестве компонентов для производства керамических флюсов используются спеченные боксит, магнезит; волластонит; пиролюзит; плавиковый шпат; шамот; рутил; бура; кварцевая мука.

Таблица 1 - Оборудование 2-ой производственной площадки ООО Компания «Мария-трэйд» для производства компонентов керамического флюса ЧТПЗ

№	Наименование оборудования	Тип	Выполняемая операция	Перерабатываемый материал	Кол-во, шт
1	Виброщечковая дробилка	ВЩ-1300х1300	Дробление, измельчение	Нерудные компоненты, ферросплавы	1
2	Конусная инерционная дробилка	КИД-300			1
3	Конусная инерционная дробилка	КИД-450			1
4	Рутиловый измельчительный комплекс	МШР-1,5х3; ВС-1,2	Измельчение, классификация	Рутил	1
5	Барабанная (шаровая) мельница	МШР-1,5х3	Измельчение	Все компоненты	1
6	Вибромельница	ВМ-300	Измельчение	Твердые компоненты	1
7	Комплекс тонкого грохочения	ВС-1,2; ВС-0,9	Тонкое грохочение	Все компоненты	4
8	Печь сушильно-прокалочная	ПЭВ-270	Сушка – прокатка	Все компоненты	1
9	Кварцевый измельчительный комплекс с уралитовой футеровкой	МШМП-17	Измельчение	Кварц	1
10	Комплекс измельчения буры с уралитовой футеровкой	МШМП-12	Измельчение	Бура	1
11	Помольный комплекс для материалов средней твердости	ДР 4х4; ВМД-310; ДЕЗі-18	Дробление, измельчение	Все компоненты	1
12	Универсальный измельчительный комплекс	МШР-1,8х0,9	Измельчение, классификация, трибоэлектрическое обогащение, осаждение, фильтрация	Все компоненты	*

Примечания:

Суммарная мощность производства по переработке компонентов керамического флюса до 6 000 тонн/год;

* С завершением строительства универсального измельчительного комплекса и освоением трибоэлектростатической сепарации, коронно-электростатической сепарации и сухой магнитной сепарации суммарная мощность по выпуску компонентов возрастет до 15 тыс. тонн/год.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Основными технологическими операциями, используемыми для получения компонентов керамического флюса, являются дробление, измельчение, тонкое грохочение, сушка-прокалка, воздушная классификация. Перечень оборудования для производства компонентов керамического флюса приведена в таблице 1.

Предлагается сотрудничество по направлениям:

1. Производство опытно-промышленных исследований обогатимости руд, нерудных материалов и техногенных продуктов;
2. Производство лабораторных исследований обогатимости;
3. Создание совместных производств на наших площадях и инфраструктуре.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ СЕРНОКИСЛОТНОГО КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НИКЕЛЯ И КОБАЛЬТА ИЗ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД

С. Л. Орлов

e-mail: orlovs5@rambler.ru, Россия, г. Екатеринбург

Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «УРАЛМЕХАНОБР» (ОАО «Уралмеханобр»)

В настоящее время актуальной задачей является разработка альтернативных технологий извлечения никеля и кобальта из окисленных никелевых руд. Автором был проведен цикл исследований по разработке технологий агитационного и кучного сернокислотного выщелачивания никеля и кобальта из окисленных никелевых руд (ОНР) Урала.

В результате проведенных исследований было определено, что по своим гидрометаллургическим свойствам ОНР можно разделить условно на три типа: железистые или охристые, нонтрониты и выветрелые серпентениты. Это разделение обусловлено различными свойствами указанных типов руд при выщелачивании из них никеля и кобальта раствором серной кислоты.

Разработана и запатентована технология подготовки для агитационного и кучного выщелачивания, весьма упорного для гидрометаллургической переработки железистого типа руд (Патенты №2161658,2342447,2267547). Разработана технология гранулирования измельченной руды. Проведены исследования по влиянию крупности измельчения руды, количества стабилизирующих добавок – элементной серы и поваренной соли, температуры и времени обжига гранул, условий проведения обжига руды и гранул с паром. Проведены лабораторные исследования и опытно-промышленные испытания по агитационному выщелачиванию измельченной и обожженной с добавками в атмосфере пара руды и кучному выщелачиванию обожженных гранул на Опытном заводе института «УНИХИМ».

Разработанная технология подготовки и агитационного сернокислотного выщелачивания руды позволяет извлекать из бедных ОНР железистого типа, с содержанием никеля 0,8 -1,0 % до 80 – 85 % никеля и 85 – 90 % кобальта в продуктивный раствор. Технология заключается в обжиге с паром при температуре 500 градусов в течение 30 минут окисленной никелевой руды железистого типа крупностью -0,5

мм с последующим выщелачиванием никеля и кобальта в агитационном режиме. Выщелачивание проводится при температуре 70 – 80 градусов в течение 25 – 30 мин, при Т:Ж = 1:1,5 и концентрации серной кислоты в выщелачивающем растворе 200 г/л (Патент №2267547). Продуктивный раствор содержит до 3,5 г/л никеля, 0,35 г/л кобальта и 12 – 15 г/л железа. Удельный расход серной кислоты составляет 300 кг /т руды.

Разработана технология селективного осаждения никеля и кобальта из продуктивных растворов в виде коллективного сульфидного концентрата с содержанием никеля 45 - 50 %, кобальта до 4,0 - 5,0 %, железа до 5 – 7 %. Для осаждения сульфидов никеля и кобальта используется гидросульфид натрия (Патент №2281978). Осаждение коллективного никель - кобальтового концентрата производится при атмосферном давлении.

Для реализации процесса разделения никеля и кобальта разработана технология растворения коллективного сульфидного концентрата при атмосферном давлении с использованием кислорода воздуха и последующим селективным осаждением никеля и кобальта.

ОНР железистого типа являются упорными для сернокислотного выщелачивания. Кучное выщелачивание этих руд затруднено из – за пептизации глинистых минералов при обработке руды растворами серной кислоты. Извлечение никеля и кобальта, при традиционном кучном выщелачивании раствором серной кислоты с концентрацией 100 г \ л не превышает 30 %. Для проведения эффективного кучного выщелачивания разработана технология включающая измельчение руды, шихтование измельченной руды со стабилизирующими добавками, гранулирование шихты и обжиг с паром образованных гранул в специальных условиях.

Технология кучного выщелачивания обожженных гранул позволяет в течение 18 суток при подаче выщелачивающего раствора в циркуляционном режиме с доукреплением серной кислотой, извлекать в продуктивный раствор 78 – 83 % никеля и 85 -90 % кобальта. При этом первичный богатый продуктивный раствор, на уровне извлечения никеля 45 - 50 % содержит до 5,8 г/л никеля и 0,6 – 0,7 г/л кобальта и не содержит трехвалентного железа. Удельный расход серной кислоты составляет 138 кг /т руды или 21,04 кг / кг никеля. Исследованиями ЗАО «Полиметалл» установлено, что высота штабеля обожженных гранул при кучном выщелачивании может составлять 12 метров.

Фазовый и минералогический анализ продуктов обжига ОНР железистого типа по разработанной технологии проведенный ОАО «Гипроникель» показывает, что гидрогетит, являющийся основным носителем никеля в руде железистого типа, при обжиге в вышеприведенных условиях переходит в β – гематит. При этом размер его образующихся кристаллитов не превышает 0,025 мкм или 25 нм. Вероятно, это является фактором позволяющим эффективно проводить процесс выщелачивания в режиме как агитационного так и кучного выщелачивания. При нарушении условий обжига руды железистого типа и доступе кислорода в зону обжига гидрогетит переходит в α – гематит, что приводит к нарушению эффективности процесса выщелачивания.

Разработана технология сорбционного извлечения никеля из продуктивных растворов агитационного и кучного выщелачивания с использованием смолы хелатного типа (Патент №2352654). В результате сорбции никеля из продуктивного

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

раствора, в десорбате получено содержание никеля до 30 г /л, железа трехвалентного 5 г/л. Очистка десорбата от железа производится методом сорбции. Технология может использоваться и для переработки продуктивных растворов подземного выщелачивания ОНР.

Были изучены различные типы ОНР месторождений Буруктальское, Мильютинское, Кунгурское, Серовское, Куликовское, ряд месторождений Уфалейской группы. Разработана методика, позволяющая в зависимости от типа руды, химического и минералогического состава и проведенных тестов на сернокислотное выщелачивание определить возможность проведения прямого процесса кучного выщелачивания или с предварительной технологической подготовкой руды, такой как сушка, измельчение, окускование, обжиг.

Разработаны технологии кучного выщелачивания выветрелых серпентинитов и нонтронитов (Патент № 2352656).

Кучное выщелачивание никеля и кобальта из выветрелых серпентинитов раствором серной кислоты с концентрацией 50 г \ л осуществляется в течение 30 суток при извлечении никеля до 70 %, кобальта 81 %. При этом, для реализации кучного выщелачивания, кроме дробления не требуется предварительной обработки руды. Удельный расход серной кислоты – 343 кг /т руды.

Кучное выщелачивание нонтронитов затруднено из-за пептизации глинистых минералов при воздействии на них раствора серной кислоты, что приводит к остановке фильтруемости штабеля руды для кучного выщелачивания. Кучное выщелачивание нонтронитов требует подготовки руды в виде окускования и обжига. Перколяционное выщелачивание обожженных нонтронитов раствором серной кислоты с концентрацией 200 г/л, позволяет извлекать никель на 95 %. Содержание трехвалентного железа в продуктивном растворе достигает 50 г \ л. Удельный расход серной кислоты – 475 кг/ т руды.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ С ПОЛУЧЕНИЕМ РЕДКОЗЕМЕЛЬНОГО КОНЦЕНТРАТА

*Н.К. Тусупбаев, М.Ш. Танекеева, Л.В. Семушкина, У.Я. Сулейменова,
Б.Д. Кшибеков, Г.Т. Ешпанова*

e-mail: nesipbay@mail.ru, Казахстан, г. Алматы,

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения»
(АО «ЦНЗМО»)

Национальный научно-технологический холдинг «Парасат» МОН РК

В Казахстане редкоземельные металлы (РЗМ) содержатся в углистых свинцово-цинковых рудах, а также в лежалых хвостах и техногенном сырье. Создание собственного производства концентратов редкоземельных металлов – актуально для Республики Казахстан. Руда месторождения Шалкия относится к труднообогатимым из-за тонкой вкрапленности минералов, их тесного взаимопрорастания между собой и с породообразующими минералами, наличия тонких углистых веществ.

Для получения редкоземельного концентрата нами предлагается комбинированная технология переработки свинцово-цинковой руды, включающая флотацию с выделением свинцового и цинкового концентратов и последующее извлечение редкоземельных металлов из хвостов флотации с получением концентрата РЗМ.

Нами проведены исследования по отработке технологической схемы и реагентных режимов флотации свинцово-цинковой руды с использованием новых пенообразователей. В качестве новых пенообразователей применяли ТПП-9-ол и карагач. Исследования проводили в сравнении с традиционным вспенивателем Т-80. Изучено действие данных реагентов на флотацию угольных сланцев в полиметаллической руде месторождения Шалкия.

Схема флотации включает измельчение руды до 98 % класса -0,074 мм, флотацию угольных сланцев, свинцовый и цинковый цикл. В основную свинцовую флотацию подавались сернистый натрий, цинковый купорос и цианид натрия для депрессии цинковых минералов, собиратель – бутиловый ксантогенат натрия, пенообразователь – Т-80.

Таблица 1 - Содержание и распределение редкоземельных элементов по продуктам обогащения с флотацией в голове процесса угольных сланцев

Наименование продукта	Выход		Содержание, г/т							Суммарное содержание РЗМ, г/т
	г	%	La ₂ O ₃	CeO ₂	Y ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃	
Угольные сланцы	20,4	2,0	2,3	65,2	6,4	1,4	9,4	4,7	47,8	137,1
Pb концентрат	18,0	1,8	2,6	94,2	4,6	0,5	5,6	2,3	7,6	117,4
Pb пром. продукт 1	33,2	3,3	3,3	96,4	6,4	0,9	9,6	4,5	38,6	159,6
Pb пром. продукт 2	13,1	1,3	2,6	96,7	5,3	0,7	9,8	4,7	21,1	140,9
Pb продукт контрольной флотации	28,2	2,8	2,6	139,0	4,8	0,7	8,9	5,4	36,3	197,7
Zn пром. продукт 1	49,2	4,9	3,3	13,6	5,3	1,2	10,3	4,5	49,5	87,6
Zn пром. продукт 2	14,8	1,5	2,1	95,4	4,6	0,7	10,3	4,5	32,7	150,2
Zn продукт контрольной флотации	29,8	3,0	2,3	88,8	5,1	0,9	11,9	4,7	44,2	157,9
Zn концентрат	63,2	6,3	2,3	143,4	3,3	0,2	7,5	4,2	11,0	172,0
Отвальные хвосты	730,7	73	1,6	17,2	4,5	1,6	7,7	3,0	70,8	106,5
Исходная руда	1000,6	100	1,9	37,7	4,6	1,4	8,1	3,4	60,3	117,5

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Окончание табл. 1

Наименование продукта	Выход		Распределение, %							Суммарное распределение РЗМ, %
	г	%	La ₂ O ₃	CeO ₂	Y ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃	
Угольные сланцы	20,4	2,0	2,4	3,5	2,8	2,1	2,4	2,8	1,6	2,4
Pb концентрат	18,0	1,8	2,4	4,5	1,8	0,7	1,2	1,2	0,2	1,8
Pb пром. продукт 1	33,2	3,3	5,7	8,5	4,6	2,2	3,9	4,3	2,1	4,5
Pb пром. продукт 2	13,1	1,3	1,8	3,4	1,5	0,7	1,6	1,8	0,5	1,6
Pb продукт контрольной флотации	28,2	2,8	3,8	10,4	3,0	1,4	3,1	4,4	1,7	4,7
Zn пром. продукт 1	49,2	4,9	8,4	1,8	5,7	4,1	6,3	6,4	4,0	3,7
Zn пром. продукт 2	14,8	1,5	1,6	3,7	1,5	0,7	1,9	1,9	0,8	1,9
Zn продукт контрольной флотации	29,8	3,0	3,6	7,0	3,3	2,0	4,4	4,1	2,2	4,0
Zn концентрат	63,2	6,3	7,7	24,0	4,5	1,1	5,8	7,8	1,2	9,2
Отвальные хвосты	730,7	73	62,5	33,3	71,4	85,2	69,4	65,1	85,7	66,2
Исходная руда	1000,6	100	100	100	100	100	100	100	100	100

В основную цинковую флотацию подавали регулятор среды – известь для создания pH 10-10,5, медный купорос как активатор цинковых минералов, собиратель – бутиловый ксантогенат натрия, пенообразователь – Т-80.

Перед флотацией угольных сланцев проводили обработку руды аэрацией в течение 10 минут в присутствии пенообразователя. Расход пенообразователя во флотации угольных сланцев составлял 100 -150 г/т. Наилучшим пенообразователем для флотации угольных сланцев является ТГП-9-ол.

Извлечение углерода при использовании ТГП-9-ол увеличивается на 7,55 % по сравнению с Т-80.

В результате проведения свинцовой и цинковой флотации получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 44,4 % при извлечении 52,47 % и цинковый концентрат с содержанием цинка 35,3 % при извлечении 51,6 %. Изучено распределение РЗМ в продуктах флотационного обогащения с флотацией в голове процесса угольных сланцев. Результаты флотации, приведенные в таблице 1, показывают,

что редкоземельные элементы распределены по продуктам обогащения примерно одинаково.

Исследована возможность извлечения редкоземельных металлов из продуктов обогащения полиметаллической руды месторождения Шалкия.

Для проведения выщелачивания редкоземельных металлов были проанализированы термодинамические свойства известных в литературе растворителей на основе сопоставления их реакционной способности при комнатной температуре с использованием программного обеспечения «Outokumpu».

Редкоземельные металлы содержатся в сырье преимущественно в виде фосфатов, поэтому термодинамические расчеты проводили для монацита. Энергию Гиббса продуктов химических реакций рассчитывали традиционным методом, учитывая табличные значения каждого вещества в стандартных условиях, для сложных соединений значения энергии Гиббса принимались в виде суммы ионов¹. Результаты термодинамического анализа приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Энергия Гиббса химических реакций растворения монацита при температуре 298 К

Реакции	$-\Delta_r G^0$, кДж
$\text{LaPO}_4 + 3\text{HNO}_3 \rightarrow \text{La}(\text{NO}_3)_3 + \text{H}_3\text{PO}_4$	40,19*
$\text{LaPO}_4 + 3\text{HCl} \rightarrow \text{LaCl}_3 + \text{H}_3\text{PO}_4$	123,9*
$\text{LaPO}_4 + 3\text{NaOH} \rightarrow \text{La}(\text{OH})_3 + \text{Na}_3\text{PO}_4$	147,8
$\text{LaPO}_4 + 3\text{H}_2\text{SO}_4 \rightarrow \text{La}_2(\text{SO}_4)_3 + 2\text{H}_3\text{PO}_4$	200,4

На основании полученных данных по величине $\Delta_r G^0$ составлен термодинамический ряд силы растворителей: $\text{HNO}_3 < \text{HCl} < \text{NaOH} < \text{H}_2\text{SO}_4$, согласно которому наиболее эффективным растворителем при комнатной температуре для вскрытия монацита является серная кислота. Учитывая полученные результаты термодинамического анализа, нами проведены исследования по выщелачиванию РЗМ из продуктов обогащения с использованием растворов серной кислоты.

С целью подбора оптимальной концентрации растворителя осуществляли выщелачивание РЗМ из хвостов флотации растворами серной кислоты, содержащими: 20, 50, 100 г/дм³ H₂SO₄, а также раствором 50 г/дм³ H₂SO₄ + 20 г/дм³ HNO₃. Опыты по выщелачиванию проводили при соотношении Т:Ж = 1:4 при комнатной температуре 18 °С ± 2 и при нагревании до 50 °С в термостатированном стакане. Данные по выщелачиванию хвостов обогащения и угольных сланцев растворами серной кислоты приведены в таблице 3.

Наилучшие результаты получены при выщелачивании хвостов флотации раствором 100 г/дм³ H₂SO₄ - концентрация суммы редкоземельных металлов в растворе после выщелачивания составила 18,54 мг/дм³.

Таблица 3 - Химический состав осадка оксалатов редкоземельных металлов

Наименование продукта	Содержание, %						
	La	Ce	Pr	Nd	Gd	Dy	Y
Осадок оксалатов	0,21	0,35	0,029	0,081	0,021	0,014	0,093

¹ Карапетьянц М.Х., Карапетьянц М.Л. Основные термодинамические константы неорганических и органических веществ. Москва: Химия. 1968. 470 с.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Для выделения РЗМ из растворов после выщелачивания использован осадительный метод выделения редкоземельных металлов в виде гидроксидов при нейтрализации раствором гидроксида аммония. Значение pH при осаждении РЗМ из растворов после выщелачивания хвостов флотации поддерживали на уровне 6-8, при этом осаждается основная часть РЗМ. Полученный осадок гидроксидов содержит 1208 г/т редкоземельных металлов (в пересчете на оксиды).

В дальнейшем для получения более насыщенного по содержанию РЗМ раствора осадок гидроксидов РЗМ перерастворяли в растворе азотной кислоты, затем полученный раствор направляли на осаждение оксалатов. Осаждение оксалатов из азотнокислого раствора осуществляли при нагревании до 80 °С введением насыщенного раствора щавелевой кислоты до достижения pH 1,5. Результаты химического анализа полученного осадка оксалатов РЗМ приведены в таблице 3. Полученный осадок оксалатов подвергали прокаливанию при температуре 700 °С в течение 2 часов с получением оксидов редкоземельных металлов. По данным химического анализа полученный концентрат содержит 14,9 % редкоземельных металлов (в пересчете на оксиды РЗМ) (таблица 4).

Таблица 4 - Результаты химического анализа концентрата РЗМ

Наименование продукта	Содержание, %							
	La ₂ O ₃	Ce ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Y ₂ O ₃	Gd ₂ O ₃	ΣРЗМ
Осадок оксидов	2,11	1,73	0,28	2,17	0,76	2,5	5,70	14,9

Таким образом, по результатам проведенных исследований предлагается комплексная технология переработки полиметаллических руд месторождения Шалкия, включающая флотацию с выделением свинцового и цинкового концентратов, последующее выщелачивание хвостов обогащения растворами серной кислоты и извлечение редкоземельных металлов из растворов выщелачивания с получением концентрата РЗМ.

ОБОГАЩЕНИЕ СУЛЬФИДНЫХ СУРЬМЯНО-МЫШЬЯКОВЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

А.В. Канарский, Л.Н. Крылова, Э.В. Адамов

e-mail: a.kanarskii@mail.ru, Россия, г.Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

Переработка упорных сульфидных золотосодержащих руд, в которых золото микронных размеров тонко вкраплено в сульфидные минералы, осуществляется флотационным обогащением с выделением коллективного сульфидного золотосодержащего концентрата, бактериального выщелачивания концентрата и цианирования биокека. При бактериальном выщелачивании сульфидных концентратов, золото, находящееся в них, вскрывается и становится доступными для извлечения цианистыми растворами.

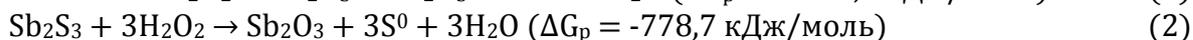
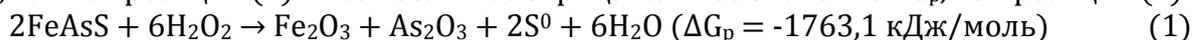
Исследованиями установлено, что антимонит имеет электрохимический потенциал равный 0,42 В, что больше чем у арсенопирита 0,40 В, то есть этот минерал является достаточно упорным при окислении. Практика показывает, что антимонит за время бактериального выщелачивания растворяется на 50-60 % и поступает на цианирование. Известно, что антимонит оказывает сильное депрессирующее действие на растворение золота в щелочных растворах цианидов. Сульфид сурьмы взаимодействует с щелочью образуя сульфо- и окисоли, которые вступают в реакцию с цианидом и кислородом с образованием роданида и вторичного сульфида сурьмы, снова реагирующего с щелочью и цианидом [Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд (в 2-х томах). – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999]. Кроме того, растворение золота цианированием замедляется в результате образования сурьмянистых пленок на поверхности золотин. Следовательно, поступление на цианирование антимонита с биокеком приводит к увеличению расхода цианида и потере извлечения золота.

Для переработки сурьмяно-мышьяковых сульфидных золотосодержащих руд целесообразно выделение сульфидов сурьмы в отдельный продукт и переработка без применения щелочного цианирования. Для выделения мышьякового и сурьмяного продуктов из сурьмяно-мышьяковых золотосульфидных руд применяют коллективную флотацию сульфидных минералов с последующей селекцией арсенопирита и антимонита, и селективную флотацию сульфидов из руды или концентратов основанную на активации или депрессии антимонита реагентами, и активации и депрессии арсенопирита.

Одним из способов селективного разделения сульфидов является использование различий скоростей окисления минералов [Некрасов Б.Д., Гукасян Р.Е. Применение окислителей при разделении коллективных концентратов содержащих сурьму. // Изв. вузов. Цв. металлургия, 1975. № 4]. Для разделения минералов предлагается использовать такие окислители как бихромат калия, пероксид водорода, хлорная известь, перманганат калия, сочетание этих окислителей, и др. Наиболее экологически безвредным из этих окислителей является пероксид водорода, его применение не загрязняет растворы ионами металлов, так как он разлагается на кислород и воду.

Известные способы селективного разделения антимонита и других сульфидов, как киновари не эффективны и не экономичны, так как требуются очень большие расходы реагентов, и применение их может оказывать вредное воздействие на окружающую среду. Данные о реагентных режимах селективного разделения антимонита и арсенопирита, основанные на различной степени их окисления, в литературных источниках не выявлены.

Стандартные энергии Гиббса ΔG_p характерных реакций окисления сульфидных минералов пероксидом водорода (1-2), рассчитанные при стандартных условиях, показывают, что арсенопирит является значительно более окисляемым, чем антимонит, так как реакция (1) имеет большее отрицательное значение ΔG_p , чем реакция (2):



Для флотации антимонита необходимо подавать активаторы, в качестве которых используются соли тяжелых металлов, и собиратели типа ксантогенатов, флотирующие также пирит и арсенопирит, что приводит к нарушению селективности флотации.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Для активации минералов сурьмы в сурьмяно-мышьяковой флотации целесообразно применение сульфата меди (II), позволяющее отказаться от использования токсичных солей свинца (II)¹. Установлено, что применение в качестве окислителя при флотации сурьмяно-мышьякового концентрата пероксида водорода, позволяет эффективно разделить коллективный концентрат на сурьмяный и мышьяковый концентраты, за счет меньшей степени окисления антимонита, чем арсенопирита. После окисления более трудноокисляемые минералы флотируются, а легкоокисляемые – депрессируются. Разработана схема и режимы обогащения исследованной сурьмяно-мышьяковой сульфидной золотосодержащей руды, показатели обогащения которой представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Показатели обогащения сурьмяно-мышьяковой золотосодержащей руды

Продукт	Выход, %	Содержание, % (г/т)			Извлечение, %		
		Sb	As	Au	Sb	As	Au
Сурьмяно-мышьяковый концентрат	4,50	6,30	8,20	60,00	94,50	92,25	75,00
Хвосты сурьмяно-мышьяковой флотации	95,50	0,02	0,03	0,94	5,50	7,75	25,00
Сурьмяной концентрат	0,68	38,20	5,20	25,00	85,95	8,78	4,69
Мышьяковый концентрат	3,83	0,67	8,73	66,18	8,55	83,48	70,31
Черновой золотосодержащий концентрат	2,87	0,40	0,45	21,00	3,82	3,22	16,71
Отвальные хвосты	92,64	0,01	0,02	0,32	1,68	4,53	8,29
Исходная руда	100,00	0,30	0,40	3,60	100,00	100,00	100,00

Добавление в сурьмяную флотацию пероксида водорода в количестве 50-150 г/т обеспечивает высокое извлечение сурьмы в сурьмяный концентрат. Извлечение сурьмы в сурьмяной концентрат составляет около 86,0 % при ее содержании 38,2 %, а мышьяка в мышьяковый концентрат около 83,5 % при его содержании 8,7 %.

Процесс флотации антимонита чувствителен к изменению рН пульпы, при повышении значения рН выше 9,0-9,5 флотируемость его резко падает. Для создания условий флотации антимонита сурьмяную флотацию необходимо проводить без применения регулятора среды. Мышьяковый концентрат выделяется контрольной флотацией хвостов сурьмяной флотации.

Гравитационным обогащением хвостов сурьмяно-мышьяковой флотации свободное золото концентрируется в черновой золотосодержащий концентрат с выделением отвалных хвостов содержащих менее 0,3 г/т золота. Получение отвалных хвостов позволяет исключить необходимость цианирования всей массы хвостов флотационного обогащения, сорбционному цианированию необходимо подвергать черновой золотосодержащий концентрат гравитационного обогащения, что в результате повышает экономичность переработки в результате снижения капитальных и эксплуатационных затрат.

Арсенопирит мышьякового концентрата хорошо окисляется при традиционном бактериальном выщелачивании. После нейтрализации из кека бактериального выщелачивания вместе с черновым золотосодержащим концентратом извлекается

¹ Соложенкин П.М. Обогащение сурьмяных руд. – М.: Наука, 1985

золото цианированием.

Одним из эффективных способов извлечения сурьмы из сурьмяного концентрата является выщелачивание хлоридом железа (III) в растворе соляной кислоты, восстановление и гидролиз солянокислых растворов с выделением оксихлорида сурьмы (III), синтез оксида сурьмы (III), его сушка и регенерация раствора гидролиза² Золото из сурьмяного концентрата находится в кеке выщелачивания, после растворения антимонита вскрывается и извлекается известными способами. Получение товарного продукта сурьмы повышает экономичность переработки, стоимость триоксида сурьмы составляет порядка 5000 долл. США/т.

Таким образом, в результате проведенных исследований разработана схема коллективно-селективной флотации сурьмяно-мышьяковых золотосодержащих руд с получением сурьмяного концентрата и мышьякового концентрата и выделением гравитационного золотосодержащего продукта из хвостов сурьмяно-мышьяковой флотации.

В результате выделения сурьмяного концентрата снижаются объемы продукта, поступающего на бактериальное выщелачивание и цианирование, и устраняется негативное влияние сурьмы на процесс извлечения золота, переработка сурьмяного концентрата в отдельном цикле позволяет получить товарный продукт сурьмы и повысить комплексность использования минерального сырья. Применение результатов исследований позволит повысить экономичность переработки сульфидных сурьмяно-мышьяковых золотосодержащих руд, в частности за счет повышения извлечения золота, получения товарного продукта сурьмы в и выделения отвальных хвостов, не требующих дальнейшей переработки.

ОБОГАЩЕНИЕ ТИТАНСОДЕРЖАЩИХ РУД

Н.В. Шихов

e-mail: umbr@umbr.ru, Россия, г. Екатеринбург,
ОАО «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения
и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр»

Месторождения титаномагнетитовых руд России расположены на Урале и в Сибири. На Урале известна Качканарская группа месторождений, в состав которой входят Гусевогорское, собственно Качканарское и Волковское. В группу месторождений Южного Урала входят Медведевское, Копанское и Суроямское.

Большая группа месторождений расположена в Сибири. В Северном Прибайкалье находится Слюдянский массив титаномагнетитов.

В Красноярском крае расположена Лысанская группа месторождений, в Кемеровской области – Харловское месторождение. Богаты титаномагнетитовыми рудами Иркутская область и Север Прибайкалья. Это Слюдянский массив, Малотугуль-

² Соложенкин П.М. Проблемы экологии и новые тенденции рационального использования золотосурьмяных руд и концентратов. – В кн. Рациональное использование и воспроизводство природных ресурсов. М.: ВИНТИ, 2006

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ское и Верхне-Ийское месторождения.

В Читинской области расположено Чинейское месторождение титаномагнетитов, а в Бурятии Гулхенское, Михайловское, Хилокское, Слюдянское.

Из перечисленных наиболее изучена группа месторождений Урала. Титаномагнетитовые руды являются комплексными. Наиболее характерными элементами-примесями титаномагнетитовых руд являются ванадий и платина, а в титаномагнетит-ильменитовых рудах – кобальт. Ванадий связан с титаномагнетитом, кобальт – с сульфидными минералами.

Обогащение титаномагнетитовых и ильменит-титаномагнетитовых руд проводится с целью получения из них титаномагнетитовых и ильменитовых концентратов, пригодных для дальнейшей металлургической переработки. Комплексный характер руд требует комбинированных схем обогащения.

Основным методом получения титаномагнетитовых концентратов является стадийная магнитная сепарация, которая обычно осуществляется на магнитных сепараторах слабого поля.

Для получения ильменитового концентрата проводится обогащение хвостов мокрой магнитной сепарации флотацией, гравитационными методами, магнитной сепарацией в поле высокой интенсивности и электросепарацией. Сочетание этих методов обогащения определяется минеральным составом перерабатываемых руд, их текстурно-структурными особенностями и наличием элементов-примесей, требующих введения дополнительных операций. Важным фактором, определяющим технологические свойства титаномагнетитовых руд, является наличие структур распада твердых растворов, препятствующих разделению титаномагнетитов на железный и титановый концентраты. Учитывая этот фактор, для повышения качества титаномагнетитового концентрата может быть применено обогащение в бегущем магнитном поле. Так, на фабрике Отоньяки был применен метод магнитной сепарации в поле переменной полярности, который осуществлялся на сепараторах типа «Лаурилла». В результате доводки титаномагнетитовых концентратов был получен концентрат, в котором содержание железа повышено с 65,5 до 68,6%, а содержание диоксида титана снижено с 5,7 до 2,1%. При этом получился продукт с содержанием титана 39,6%, железа 36,2%. Из этого продукта при дальнейшей доводке может быть получен ильменитовый концентрат.

При обогащении ильменит-титаномагнетитовых руд Йемена для разделения коллективного концентрата применялась магнитная сепарация в бегущем поле, в результате которой получено два концентрата:

- титаномагнетитовый с содержанием железа 57,0-63,2% и диоксида титана 5,8-9,6%
- ильменитовый – содержанием диоксида титана 39,9-43,2% и железа 36,8-38,5%.

Кроме того, для обеститанивания железных концентратов может быть применен обжиг-магнитный метод. Так, в Японии этим методом перерабатывается железный концентрат, полученный из железистых песков месторождения Юри (префектура Аотари). Предполагается, что восстановительным обжигом возможно решить проблему разделения железа, титана и ванадия путем перевода диоксида железа в губчатое железо, ванадия – в растворимое соединение ванадия, титана – в ти-

танат натрия. Доводка бедного ильменитового концентрата осуществляется путем дополнительной перечистки в слабом магнитном поле, дешламации, магнитной сепарации в сильном поле, электросепарации и флотации.

В присутствии ильменита в тонком проращении с магнетитом особое внимание обращается на подбор оптимального режима ведения мокрой магнитной сепарации. Так, экспериментально установлено, что технологическая эффективность обогащения магнитожестьких титаномагнетитовых руд может быть повышена предварительным подмагничиванием. Полиградиентную сепарацию рекомендуется применять перед флотацией для отделения отвальных хвостов с содержанием титана менее 1,0 %.

Для извлечения ильменита часто применяется флотация, которая обычно проводится с хвостами или промпродуктом магнитной сепарации. Основным фактором, обеспечивающим высокую селективность флотации ильменита, является применение кислой среды и реагентов-фторидов. Наиболее распространенным собирателем для флотации несulfидных руд является смесь жирных и смоляных кислот. Флотация ильменита обычно проводится при pH 6,8-7,0. В качестве депрессора пустой породы применяются фториды, регулятора среды – серная кислота.

Характерными особенностями титаномагнетитов Урала являются :

- сосредоточенность большинства запасов в крупных залежах;
- благоприятные горно-технические условия, позволяющие организовать добычу открытым способом в значительных масштабах;
- минимальное содержание вредных примесей;
- наличие ценных компонентов.

На Южном Урале Медведевское и Копанское месторождения относятся к высокотитанистым рудам. Наиболее изучены руды Медведевского месторождения, которое приурочено к южной части Медведевского габбрового массива. Среди руд Медведевского месторождения выделяются следующие типы: ильменитовые, ильменит-титаномагнетитовые, титано-магнетитовые и магнетитовые. Размер рудных выделений колеблется от 0,2 до 1,0 мм. По химическому составу руды характеризуются изменением содержания: железа от 17 до 27%; диоксида титана от 7 до 9%; пентаоксида ванадия от 0,17 до 0,32%, содержание серы колеблется в пределах 0,36-0,49%.

Исследование различных типов проб Медведевского месторождения показали возможность обогащения руды с получением железо-ванадиевого и ильменитового концентратов. По технологии магнитно-гравитационного обогащения руды выделены железо-ванадиевые концентраты с содержанием железа 59,1-62,9%, диоксида титана 10%; пентаоксида ванадия 0,80%; серы 0,15-0,20%, сумма щелочей не превышает 0,21%. Из хвостов мокрой магнитной сепарации получен ильменитовый концентрат с содержанием: диоксида титана 44,5-49,0%; серы 0,27-0,92%; кремнезема 0,72-1,38%. Ильменитовый концентрат является сырьем для производства ферросплавов, пигментной двуокиси титана. Ильменитовый концентрат также может быть использован для производства сварочных электродов.

Титаномагнетитовые руды Копанского месторождения – комплексные, в них кроме железа наблюдается содержание титана (5-7%TiO₂), ванадия (до 0,28% V₂O₅) и серы (до 0,4% и выше). Копанское месторождение ильменит-титаномагнетитовых руд приурочено к габброидным массивам. На месторождении выделяют три рудные

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

зоны: Западная, Главная и Восточная. Западная рудная зона представлена ильменитовыми и ильменит-титаномагнетитовыми рудами. В пределах Главной рудной зоны находится шесть рудных тел, сложенных ильменит-титаномагнетитовыми рудами, среди которых залегают жилы титаномагнетитовых руд. Восточная рудная зона представлена ильменитовыми рудами. Руды Копанского месторождения подразделяются на три разновидности: сплошные титаномагнетитовые, ильменит-титаномагнетитовые и ильменитовые руды. Исследованиями пробы руды с содержанием железа 22,4%, диоксида титана 6,5%, пентаоксида ванадия 0,27% установлено, что по технологии стадийного измельчения и обогащения выделяется 23,23% железованадиевого концентрата, содержащего 58,01% железа, диоксида титана 12,65% и 0,92% пентаоксида ванадия. Флотация хвостов позволила получить ильменитовый концентрат с содержанием диоксида титана 42,2%, сульфидный концентрат с содержанием серы 35% и кобальта 0,53%.

Из месторождений Сибири наиболее полно изучено Чинейское месторождение титано-магнетитовых руд на севере Читинской области. Руды относятся к высокотитанистым. Среднее содержание железа в руде 22 %, диоксида титана 4,5%, пентаоксида ванадия 0,49%, серы 0,22%. Содержание основных элементов в руде по месторождению колеблется в широких пределах. Основной рудный минерал – титаномагнетит. Размер зерен изменяется от 0,1 до 3,0 мм. Ильменит присутствует в двух генерациях: выделения в структурах распада и в свободных отдельных зернах или межзерновых скоплениях среди титаномагнетитов. Преобладающий размер зерен 0,1-0,5 мм. Сульфиды представлены халькопиритом, пиритом, пирротинном. Основные пороодообразующие минералы: пироксен, плагиоклаз, амфибол.

По технологии 3-х стадийного измельчения и мокрой магнитной сепарации выделяется железо-ванадиевый концентрат, содержащий 60,2% железа, диоксида титана 9,9%, пентаоксида ванадия 1,6%. Из хвостов мокрой магнитной сепарации по магнитно-гравитационной схеме извлекается ильменитовый концентрат с содержанием диоксида титана 44%.

Одним перспективных методов обогащения титансодержащих руд является технология «сухого» обогащения. Главным технологическим (и экономическим) преимуществом сухой технологии является практически полное отсутствие воды и флотореагентов. Технически, в промышленных условиях, технология сухого обогащения может быть реализована на электрических и магнитных сепараторах. Принципиальная возможность сухого обогащения различных руд давно доказана многочисленными лабораторными исследованиями, в том числе и в ОАО «Уралмеханобр». В промышленных масштабах электросепарация применяется для получения кондиционного ильменитового концентрата на Олекминском руднике, при обогащении титаномагнетитовых руд Куранахской группы месторождений.

В настоящей работе излагаются результаты исследований и практика промышленного применения электросепарации на основе новых конструкций сепараторов, новых технологических решений и вновь открытых эффектов.

И, в заключение, хочется отметить, что институт Уралмеханобр на своей производственной базе может провести работы от исследований по комплексному обогащению титано-магнетитовых, ильменитовых и других типов руд и россыпей до выдачи рабочего проекта горно-обогатительного предприятия.

**ПОЛУЧЕНИЕ ТЕХНИЧЕСКОГО СЕЛЕНА ИЗ КЕКОВ СЕРНОКИСЛОТНЫХ
ОТДЕЛЕНИЙ ОАО «КОЛЬСКАЯ ГМК» С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕТОДОВ
ГИДРОХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

Н.С. Арешина, А.Г. Касиков.

e-mail: areshina@chemy.kolasc.net.ru. Россия, г. Апатиты

Учреждение российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В.Тананаева Кольского научного центра РАН (ИХТРЭМС КНЦ РАН)

Селеновые кеки, образующиеся в ОАО «Кольская ГМК» при мокрой очистке газов, в настоящее время на предприятии не перерабатываются. Кеки серноокислотного отделения комбината «Североникель», содержащие более 20% селена отгружаются в Заполярный филиал концерна «Норильский никель» для дальнейшей переработки, а на комбинате «Печенганикель» складировются. Так как селен в настоящее время является достаточно востребованным на рынке элементом и имеет высокую стоимость, в работе исследованы возможности переработки этого промпродукта непосредственно на площадках ОАО «Кольская ГМК». При этом ставились задачи применения простого аппаратурного и технологического оформления и отсутствие необходимости значительных капитальных вложений.

Опробование показало, что кеки комбината «Североникель» обогащены по селену и имеют более низкое содержание свинца, чем кеки комбината «Печенганикель». При этом водная обработка с целью удаления водорастворимых примесей цветных металлов позволила повысить содержание селена в этом промпродукте в полтора раза (таблица 1).

Выщелачивание кеков серноокислым раствором с концентрацией 100-300 г/л H_2SO_4 позволило получить концентраты, по составу близкие к остаткам водного выщелачивания, поэтому обработка серноокислыми растворами может представлять интерес только с точки зрения использования в качестве реагента каких-либо слабоокислых сбросных растворов медно-никелевого производства, например, элюатов цинкоочистки.

Таблица 1 - Предварительное обогащение селеновых кеков серноокислотных отделений комбината «Североникель» (СН) и комбината «Печенганикель» (ПН). (Т:Ж = 1:20, $t = 80 \pm 5^\circ C$, $\tau = 1$ час)

	Вид продукта	Содержание элементов, масс.%				
		Se	Cu	Ni	Fe	Pb
СН	Исходный	46.0	0.90	16.0	1.00	0.17
	После обработки H_2O	72.0	0.60	15.0	0.40	0.23
	После обработки H_2SO_4	73.0	0.55	14.0	0.50	0.25
	После обработки NaCl	70.0	0.58	15.0	0.45	<0.1
ПН	Исходный	12.5	0.88	8.5	3.75	25.6
	После обработки H_2O	12.5	0.78	7.7	3.40	28.0
	После обработки H_2SO_4	14.0	0.45	6.8	2.20	29.0
	После обработки NaCl	25.0	0.95	14.7	5.8	0.25

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Исследование гидрохимического обогащения продуктов с использованием растворов NaCl с концентрацией 145-290 г/л при варьировании соотношения Т:Ж показало, что выщелачивание раствором 290 г/л по соли при соотношении Т:Ж = 1:10 и температуре 80 °С позволяет удалить сульфат свинца практически полностью. В результате из кеков комбината «Печенганикель» нами получен обогащенный продукт, близкий по химическому и фазовому составу кекам комбината «Североникель», что позволяет в дальнейшем перерабатывать оба концентрата совместно.

Для вскрытия обогащенного селенового продукта с целью получения технического селена опробовано выщелачивание в солянокислой и серно-солянокислой среде в присутствии окислителя с последующим выделением селена экстракционным способом. Несмотря на высокую степень извлечения селена в раствор, эта схема оказалась неприемлемой, так как извлечение селена опробованными экстракционными смесями было слишком низким.

Выщелачивание селена из кеков 20%-ным раствором сульфита натрия при температуре кипения и соотношении Т:Ж = 1:10, позволило извлечь в раствор более 99.5% селена, при этом процесс вскрытия протекал более стабильно, чем в кислой среде в присутствии окислителя. При последующем подкислении фильтрата раствором соляной кислоты и охлаждении был выделен чистый продукт, содержание в котором элементарного селена превысило 99.9%, что соответствует регламенту марки «технический» (таблица 2).

Таблица 2 - Получение технического селена из шламов сернокислотного отделения комбината «Североникель»

Вид продукта	Содержание элементов, мас.%							
	Se	Te	Fe	Re	Mg	Cu	Ni	Pb
Продукт гидрохимического обогащения	72.0	0.58	0.40	0.226	н/опр	0.6	15.0	0.23
Остаток выщелачивания	0.38	0.20	0.75	<0.01	н/опр	0.78	19.8	0.36
Технический селен	>99.9	<0.05	<0.01	<0.01	<0.05	<0.01	<0.01	<0.01
Селен марки СТ-1*	>99.0	не/регл	0.02	не/регл	0.01	0.005	не/регл	0.005

*Содержание селена в техническом селене марки СТ-2 не менее 97.5%.

Рентгенофазовый анализ показал преимущественное присутствие в остатке сульфитного выщелачивания оксида никеля, который может быть направлен на пирометаллургическую переработку.

Таким образом, в результате проведенных исследований предложены методы гидрохимического обогащения селеновых кеков сернокислотных отделений комбинатов «Североникель» и «Печенганикель», что позволит совместно перерабатывать кеки, имеющие разный химический и фазовый состав, и получать дополнительную селеновую продукцию на ОАО «Кольская ГМК».

СТАНДАРТИЗИРОВАННОЕ УГОЛЬНОЕ ТОПЛИВО – ОСНОВА ЧИСТОЙ ЭНЕРГЕТИКИ

Б.И. Линёв, Ю.Б. Рубинштейн

Россия, г.Москва

Федеральное государственное унитарное предприятие «ИОТТ»

В последние годы в ведущих странах мира четко прослеживается тенденция возврата к углю, как основному и наиболее надежному энергосырью на ближайшее будущее. И это естественно. На долю угля приходится свыше 80% мировых ресурсов ископаемых топлив при том, что доля нефти и природного газа не превышает 17%

Энергетическая стратегия России на период до 2030 года предусматривает увеличение производства угольного топлива по сравнению с 2010г. почти в два раза. И это логично. Так по данным General Electric себестоимость 1 кВт·ч электроэнергии, производимой на угольных электростанциях в США на 35% дешевле, чем для электростанций, работающих на природном газе и на 43% дешевле, чем для электростанций, работающих на нефтяном топливе.

Однако при этом тепловые угольные электростанции являются одним из крупнейших загрязнителей окружающей среды. Так, например, ТЭС на угле, вырабатывающая 1ГВт электроэнергии, ежегодно потребляет 3 млн.т угля, выбрасывая в окружающую среду 7 млн.т. CO₂, 120 тыс. т. двуокиси серы, 20 тыс.т. оксидов азота и 750 тыс.т. золы и шлака.

По расчётам учёных «безопасное» содержание CO₂ в атмосфере нашей планеты должно составлять 350 ppm. В настоящее время содержание CO₂ составляет 385 ppm, и каждый год, за счет сжигания углеводородного топлива, содержание углекислого газа в атмосфере нашей планеты увеличивается на 2 ppm. Исследования показывают, что технологии улавливания и захоронения углекислого газа могут внести большой вклад в сокращение объемов выбросов CO₂.

Основным препятствием для широкого внедрения новой технологии является высокая стоимость эксплуатации подобных ТЭС.

Сегодня у нас есть возможности и технические решения позволяющие снизить выбросы диоксида углерода на наших угольных ТЭС на основе перехода к стандартизированному высококачественному угольному топливу, пока проблемы захоронения находятся на стадии исследования.

Несколько цифр, характеризующих угольную энергетику страны. В России 124 угольных ТЭС с суммарной установленной мощностью 56,8 ГВт, в том числе вырабатываемой на угле – 39,1 ГВт.

Углепользование России ориентировано на потребление в промышленной электроэнергетике в основном рядовых углей и необогащенных отсеков с зольностью от 12 до 50% и средним энергосодержанием порядка 18,7 МДж/кг, в то время как в странах с большой долей угольной генерации используется в основном обогащенный уголь с зольностью от 10 до 15% и энергосодержанием порядка 24 МДж/кг.

В результате работы угольных ТЭС России в 2009 году при выработке электроэнергии 264,9 млрд. кВт·ч выбросы загрязняющих веществ составили около 2 миллионов тонн.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

подавляющая часть выбросов загрязняющих веществ (почти 90%) образуется за счет угольной составляющей структуры топлива.

Выбросы парниковых газов (CO₂) от сжигания угля составили 106 млн. тонн.

Выбросы электростанций России составляют от 30 % до 37% от эмиссии этого вещества в стране.

Установлена зависимость между теплотворной способностью сжигаемого топлива и выбросом парниковых газов.

Потребление рядового низкокалорийного угля у нас в стране приводит к существенному увеличению выбросов CO₂ до 1,6 – 1,8 раз по отношению к газовому топливу при сжигании каменных углей и до 2 раз при сжигании бурого угля.

Таким образом только переход от сжигания на ТЭС т.н. проектного топлива (по сути рядовых углей) к использованию стандартизированного обогащенного угля позволит сократить более чем на 30 млн. т. в год выбросы CO₂. При этом образуются квоты, которые могут быть реализованы на Европейской бирже.

Экономия при использовании в качестве топлива глубокообогащенного угля составит – 4,6 \$ на 1 МВт·ч или 10,0 \$ на 1 тонну сжигаемого топлива при дальности доставки 1300 км.

Обогащение угля до его сжигания снизит также количество золошлаковых отходов, получаемых при производстве идентичного количества электроэнергии. Ежегодный выход золы и шлака у нас составляет около 40 млн.т.

В золоотвалах накоплено свыше 1,5 млрд.т золошлаковых отходов (ЗШО), а общая площадь отвалов достигла порядка 22 тыс.га.

Помимо того, что эти отходы занимают огромные площади, их хранение и предотвращение урона, который они наносят окружающей среде, требуют значительных затрат.

Решение задачи их утилизации остается одним из важных направлений в развитии «чистой» угольной энергетики

Препятствием к широкому использованию золы в промышленности стройматериалов является содержание в ней несгоревшего угля, которое на многих ТЭС России варьируется в пределах от 10 до 25%. Для применения золы в качестве добавки к цементному клинкеру содержание несгоревшего угля не должно превышать 3-4%.

В ИОТТ разработана технология обогащения золы уноса тепловых электростанций. Определены основные характеристики технологических схем, соответствующие режимы флотации и обезвоживания продуктов разделения для различных зол уноса.

Селекция несгоревшего углерода из золы уноса позволяет применять минеральную часть золы при производстве цемента. При этом 20-25% золы добавляется в клинкерную мельницу, а не в цементную печь. Тем самым повышая производительность цементного производства и снижая выбросы диоксида углерода.

При производстве 1т цемента в атмосферу выбрасывается 0,9т CO₂.

Соответственно переработка ЗШО не только снизит затраты ТЭС на производство энергии, но позволит значительно сократить выбросы парниковых газов на цементных заводах.

**ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ, РЕАЛИЗУЕМЫЕ ПРИ
ОБОГАЩЕНИИ И ПЕРЕРАБОТКЕ УРАНОВЫХ РУД (ОАО «ППГХО»)**

В.Г. Литвиненко, В.П. Мязин¹

e-mail: LitvinenkoVG@ppgho.ru, Россия, г. Краснокаменск,
ОАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение»
(ОАО «ППГХО»)

¹e-mail: myazinvpchita@mail.ru, Россия, г. Чита
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального
образования «Читинский государственный университет» (ГОУ ВПО ЧитГУ)

Технологии добычи и переработки урановых руд относятся к числу важнейших звеньев в цепи топливно-ядерной энергетики.

Крупнейшим предприятием по производству природного урана в России является ОАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение». Сырьевой базой которого, являются уникальные сложные урановые месторождения Стрельцовского рудного поля, позволяющие осуществлять последующую добычу и переработку (с 01.01.2011) в течение сорока лет.

Характерной проявляемой тенденцией последних лет является снижение содержания урана в рудах до 25 %, что обуславливает необходимость оценки ранее заложенных в технологии проектных решений. Причем главной задачей становится интенсификация процессов и повышение эффективности производства за счет усовершенствования используемых технологий и глубокого анализа функциональной стоимости разработанных схем.

Ранее разработанная проектная схема предусматривала крупнокусковую радиометрическую сортировку на рудоконтрольных станциях. Переработку товарной руды на гидрометаллургическом заводе, направление забалансовых руд на дальнейшую переработку с использованием физико-химического метода кучного выщелачивания урана. Руда с содержанием урана выше 0,1 % направлялась непосредственно на гидрометаллургическую переработку. Технологическая схема гидрометаллургической переработки включала в себя следующие основные переделы:

- дробление, мокрое измельчение руды и сгущение рудной пульпы;
- сернокислотное выщелачивание рудной пульпы и сорбционное извлечение урана из выщелоченных пульп;
- экстракционную перечистку с получением кристаллов аммонийуранилтрикарбоната (АУТК);
- прокалку кристаллов АУТК с получением оксидов природного урана.

Обобщая технологии переработки в целом можно заключить, что предприятие было в основном ориентировано на достижение максимального извлечения металла без должного учета минимизации затрат по переработке руд. Изменение экономической ситуации в стране потребовала пересмотра сложившихся представлений об организации технологических процессов. Основным критерием выбора новых и оптимизации действующих схем стала прибыль, получаемая от реализации выпускаемой продукции. В создавшейся ситуации на предприятии был разработан и внедрен комплекс новых технических решений, направленных на повышение технико-экономических показателей переработки урановых руд.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В условиях удорожания химических реагентов, материалов, затрат на их транспортировку, были проведены исследования, по результатам которых выполнены технико-экономические расчеты вариантов переработки урановых руд. Полученные данные показали целесообразность выделения из потока товарной руды бедной руды и переработки ее методом кучного выщелачивания. С этой целью была запущена в эксплуатацию установка по переработке 500 тыс. т бедных по содержанию урановых руд.

Следующим техническим решением, обеспечившим существенное снижение затрат на переработку руд явилось использование метода покусковой сортировки рентгенофлуоресцентными сепараторами СРФ (2006 г.), разработанными и выпускаемыми ООО «Радос» (г. Красноярск). После реализации в производство рентгенометрической сепарации технологическая схема переработки бедных по урану руд стала выглядеть следующим образом. Вся поступающая на обогащение беднобалансовая руда подвергается мокрому грохочению, разделяясь на три потока: шламы крупностью -5мм (обогащенные по урану) направляются в цепочку переработки богатых руд, руда с крупностью -40+5мм (с содержанием урана близким к содержанию в исходной беднобалансовой руде) выводится на переработку на установку кучного выщелачивания, руда машинных классов -200+80мм и -80+40мм поступает на рентгенометрическое обогащение. Продуктами обогащения являются «хвосты» с содержанием урана $\leq 0,013\%$, складываемые в отдельном отвале. Продуктивная фракция (концентрат) направляется в цепочку переработки богатых руд.

Оценка предложенных инноваций в технологических схемах переработки урановых руд на основе использования функционально-стоимостного анализа позволила заключить, что для достижения максимальной прибыли необходимо научно обоснованное сочетание отдельных методов в системе переработки руд: рентгенометрическое обогащение, кучное выщелачивание, гидromеталлургическая переработка рудных пульп. Управляя граничными содержаниями ценного компонента, по которым делятся рудные потоки, и представляется возможным гибко реагировать на изменение цен (материалы и реагенты) с целью получения конкурентоспособной готовой продукции.

ОБРАЗОВАНИЕ ВОЛЬФРАМАТА НАТРИЯ ПРИ СПЕКАНИИ ГЮБНЕРИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С СУЛЬФАТОМ НАТРИЯ

Б.С. Аюшиева, Е.В. Золтоев

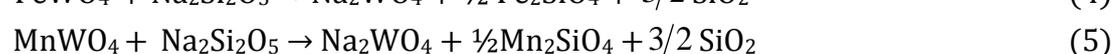
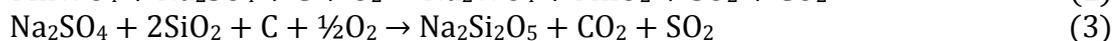
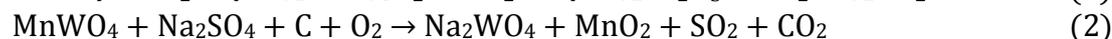
ezol@binm.bscnet.ru, Россия, г. Улан-Удэ

Учреждение Российской академии наук Байкальский институт природопользования
Сибирского отделения РАН (БИП СО РАН)

Спекание с сульфатом натрия является одним из наиболее экономичных и эффективных способов разложения вольфрамитовых (гюбнеритовых) концентратов за счет его относительной дешевизны и распространенности в сравнении с другими реагентами. Кроме того, процессы спекания с Na_2SO_4 мало изучены и представляют интерес для исследований как с научной стороны, так и с практической

целью их применения для технологии переработки кондиционных гюбнеритовых концентратов и промпродуктов, обеспечивающей высокую степень разложения концентрата и перевода вольфрама в раствор, несложную очистку растворов от примесей, эффективную последующую гидрометаллургическую переработку очищенных растворов на товарные вольфрамовые продукты (триоксид вольфрама). Для создания восстановительной среды использовался кокс.

На основе литературных данных [Зеликман А.Н., Меерсон Г.А. *Металлургия редких металлов*. М., 1973, 607 с.] сделано предположение, что при спекании гюбнеритового концентрата с сульфатом натрия возможны взаимодействия по следующим реакциям:



Для подтверждения протекания данных реакций был проведен термодинамический анализ по методу Темкина-Шварцмана, где ΔG_T^0 рассчитывается следующим образом [Морачевский А.Г., Сладков И.Б. *Термодинамические расчеты в металлургии*. М., 1985, 136 с.]:

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_{298}^0 - T\Delta S_{298}^0 - T(\Delta aM_0 + \Delta bM_1 + \Delta cM_{-2}), \quad (6)$$

M_0, M_1, M_{-2} – табличные значения температурных коэффициентов,

$\Delta a, \Delta b, \Delta c$ – алгебраические суммы коэффициентов в уравнениях теплоемкостей веществ, участвующих в реакции.

Были получены уравнения для вычисления изменения энергии Гиббса рассматриваемых реакций:

$$\Delta G_T^0 = 120510 - T225 - T(130M_0 - 40,31 \cdot 10^{-3}M_1 + 42,05 \cdot 10^5M_{-2}) \quad (7)$$

$$\Delta G_T^0 = 67830 - T182,28 - T(130,32M_0 - 34,14 \cdot 10^{-3}M_1 + 36,07 \cdot 10^5M_{-2}) \quad (8)$$

$$\Delta G_T^0 = 49400 - T284,84 - T(201,4M_0 - 134,42 \cdot 10^{-3}M_1 + 18,39 \cdot 10^5M_{-2}) \quad (9)$$

$$\Delta G_T^0 = -67801 - T4,27 - T(-22,80M_0 - 44,01 \cdot 10^{-3}M_1 + 27,70 \cdot 10^5M_{-2}) \quad (10)$$

$$\Delta G_T^0 = -765140 + T161,51 - T(-33,44M_0 + 103,25 \cdot 10^{-3}M_1 - 12,44 \cdot 10^5M_{-2}) \quad (11)$$

В таблице 1 приведены результаты расчета значений энергий Гиббса ΔG_T^0 , кДж/моль для реакций (1-5).

Как видно из таблицы, образование Na_2WO_4 в реакциях 1,2 сопровождается понижением значений энергии Гиббса, что свидетельствует о необратимости реакций. Реакция 3 образования промежуточного дисиликата натрия также сопровождается уменьшением значений энергии Гиббса. Последующие реакции 4 и 5 протекают также в области отрицательных значений энергии Гиббса, но с повышением температуры происходит и увеличение ΔG_T^0 .

Таким образом, изменение свободной энергии указанных реакций для условий, когда отсутствуют твердые растворы, показывает, что образование вольфрамата натрия возможно как в результате непосредственного взаимодействия сульфата натрия с гюбнеритом, так и через стадию образования метасиликата натрия.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1 - Значения энергий Гиббса для реакций (1-5)

Температура, К	Значение ΔG_T^0 для реакций:				
	1	2	3	4	5
773,15	-78.15	-111.38	-214.28	-64.54	-640.10
873,15	-128.00	-142.90	-257.13	-61.65	-625.42
973,15	-164.81	-175.60	-300.94	-58.10	-611.35
1073,15	-202.64	-209.35	-345.50	-53.92	-597.98
1173,15	-241.29	-244.00	-390.60	-49.07	-585.32
1273,15	-280.68	-279.40	-436.05	-43.66	-573.40

С помощью рентгенофазового анализа, выполненного на автодифрактометре D8 ADVANCE фирмы BRUKER (λ CuK) было подтверждено образование вольфрамата натрия в результате спекания шихты, состоящей из губнеритового концентрата, сульфата натрия и кокса. Так, на рентгенограмме исходной шихты выявляются рефлексы как губнерита, так и сульфата натрия, а на рентгенограмме спека очень хорошо проявляются рефлексы вольфрамата натрия, что подтверждает образование вольфрамата натрия в процессе спекания.

ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИООКИСЛЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКЕ НИКЕЛЬСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

М.С.Гусаков, Л.Н. Крылова, Э.В. Адамов

e-mail: gusacovm@misis.ru, Россия, г.Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

Биоокисление для никельсодержащего минерального сырья в настоящее время используется для кучного выщелачивания бедных сульфидных руд с содержанием никеля около 0,3%, кобальта в Австралии (2001 год) на предприятии Radio Hill (Fox Resources Ltd.) и в Финляндии (2008 год) предприятие Talvivaara.

В «МИСиС» исследовано применение биоокисления для переработки ряда никельсодержащего сульфидного минерального сырья и утилизации сернистых и сероводородных газов, и рационального сочетания этих процессов.

Исследовано обогащение и бактериальное выщелачиванию медно-никелевой руды месторождения Шануч, содержащей 5,6-6,2 % никеля присутствующего в пентландите и изоморфной примеси в кристаллической решетке пирротина (до 1,5% никеля). По результатам исследований разработана рациональная технология переработки медно-никелевой руды включающая флотационное обогащение руды с получением богатого концентрата с содержанием более 16 % никеля, направляемого на пирометаллургическую переработку, бедного промпродукта содержащего до 2,1 % никеля, подвергаемого бактериальному выщелачиванию, и отвальных хвостов с содержанием менее 0,5 % никеля (рисунок 1).

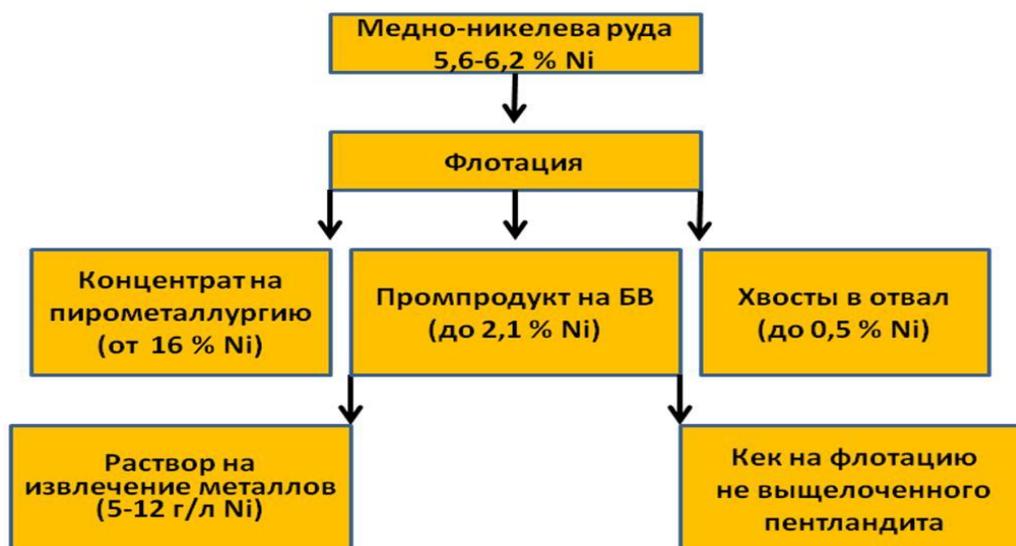


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки медно-никелевой руды месторождения Шануч

Показано, что чановое биоокисление промпродуктов флотационного обогащения возможно в плотных пульпах при содержании твердого до 50 %, позволяющее повысить продолжительность выщелачивания и извлечение никеля, при котором сквозное извлечение никеля повышается более чем на 15 %. Пентландит является упорным минералом для окисления, растворяется медленно, при биовыщелачивании промпродукта никель извлекается в основном из легко окисляемого никеленосного пирротина. Извлечение из кеков выщелачивания вскрытых сульфидов никеля после биоокисления промпродукта успешно осуществляется флотационным обогащением.

Разработаны режимы переработки никель-пирротинового концентрата, получаемого на Талнахской обогатительной фабрике (ТОФ) при флотационном обогащении медно-никелевой руды, с проведением химического выщелачивания сульфидов растворами трехвалентного железа отдельно от бактериальной регенерации окислителя (рисунок 2). Применяемая в настоящее время технология автоклавного выщелачивания никель-пирротинового концентрата является дорогостоящей, извлечение цветных металлов и металлов платиновой группы (МПП) из концентрата, содержащего 1,1-1,5 % никеля, 0,1-0,2 % меди и до 3,5 г/т (МПП), недостаточно высокое, что связано упорностью пентландита, тонкой ассоциацией пирротина и породой и сильно развитым изоморфизмом и полиморфизмом минералов.

Применение схемы с отдельным выщелачиванием сульфидов и окислением железа позволяет осуществлять чановое выщелачивание в более жестких условиях, чем традиционное бактериальное выщелачивание - при температуре до 90°C, плотности пульпы до 40% твердого, высокой концентрации железа и кислоты, интенсивном перемешивании, и в другом аппарате создать благоприятные условия для биоокисления железа. Применение предложенной технологической схемы позволяет значительно снизить продолжительность выщелачивания и повысить технологические показатели извлечения металлов в раствор.

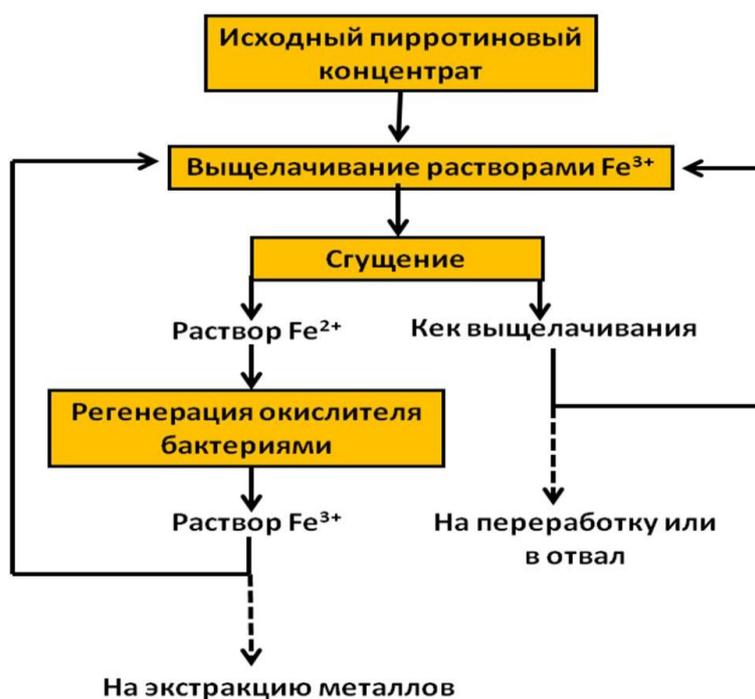


Рисунок 2 - Принципиальная схема чанового выщелачивания минерального сырья с регенерацией окислителя в отдельной стадии

Результаты исследований показали, что за 12 часов выщелачивания медно-никелевого концентрата серноокислыми растворами трехвалентного железа при температуре 80 °С, рН 1,5-1,7, с непрерывной биологической регенерацией окислителя в отдельном цикле, в раствор извлекается 82,5 % Ni и 83,1 % Cu. Флотацией с применением селективных к платиноидам собирателей из кека выщелачивания в сульфидный концентрат извлекается до 75 % МПГ.

Для достижения высокой скорости биоокисления, необходимой для обеспечения интенсивного химического выщелачивания концентрата, регенерацию трехвалентного железа целесообразно осуществлять бактериями сорбированными на твердых, пористых носителях. Применение сорбированных бактерий позволяет повысить концентрацию биомассы, увеличить период жизнедеятельности и эксплуатации биокаталитических свойств клеток, повысить устойчивость клеток к действию неблагоприятных инактивирующих внешних факторов как температура, кислотность, концентрация электролитов, токсические вещества или механические воздействия, в отличие от использования не прикрепленных микроорганизмов.

Для автоклавного выщелачивания никель-пирротиновых концентратов ТОФ показана эффективность замены ПАВ применяемых для препятствования смачиванию поверхности сульфидов расплавленной серой и коалесценции образовавшейся элементарной серы в отдельную фазу, на так называемые био-ПАВ. Исследованиями установлено, что извлечение цветных металлов в раствор при автоклавном выщелачивании повышаются при подаче сорбированной на пирротиновом концентрате биомассы.

По результатам испытаний переработки никель-пирротинового концентрата ТОФ по технологии бактериально-автоклавного выщелачивания предварительное биоокисление небольшой части пирротинового концентрата, подаваемой в автоклав в соотношении 35-50 кг биокека на тонну концентрата в автоклаве, позволяет полностью отказаться от использования дополнительных ПАВ без изменения качественно-количественных показателей, что снижает эксплуатационные затраты.

Годовая потребность Норильского ГМК в ПАВ составляет около 15 тыс. тонн, и является существенной статьёй расходов. Использование части пирротинового концентрата для биоокисления с получением био-ПАВ позволяет повысить рентабельность переработки.

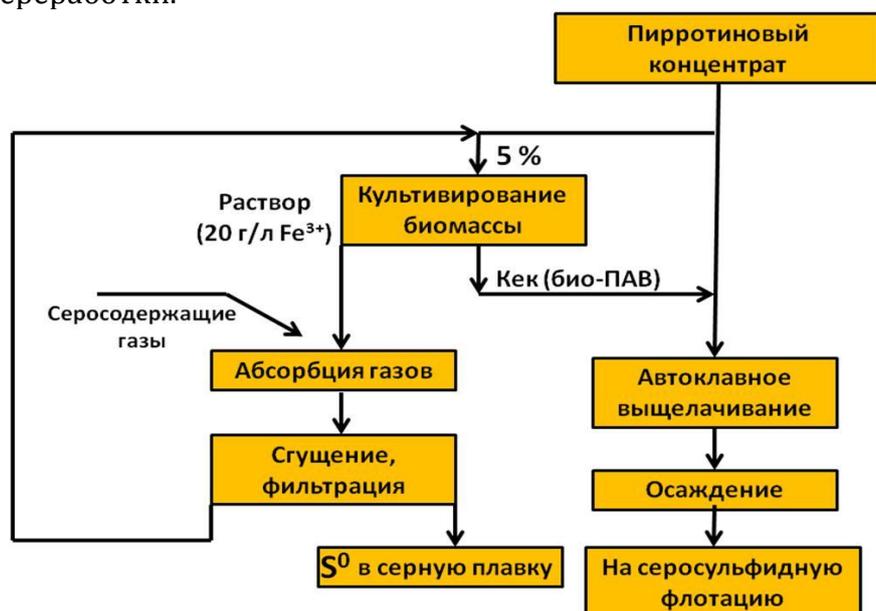
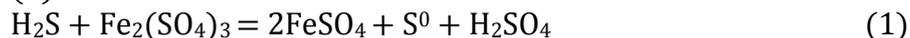


Рисунок 3 - Схема переработки никель-пирротинового концентрата с получением био-ПАВ и утилизацией газов пирометаллургического производства

Исследованиями показана возможность применения сернокислых растворов оксидного железа полученного биоокислением для утилизации диоксида серы и сероводорода из газов автогенных плавильных агрегатов, в частности ЗФ ГМК «Норильский никель». Для утилизации растворы биоокисления, полученные, например, при выщелачивании пирротинового концентрата, содержащие 15-20 г/л Fe^{3+} , подаются в абсорбер для орошения оставшихся газов процесса Клауса или газов восстановления диоксида серы метаном. При взаимодействии сероводорода в отходящих газах с сернокислыми растворами оксидного железа образуются элементарная сера и закисное железо (1).



При взаимодействии диоксида серы с сульфатными растворами оксидного железа образуются закисное железо, серная и полисульфатная кислоты, при этом не образуется элементарная сера (2), (3).



Образующие кислоты могут применяться для бактериального и автоклавного выщелачивания, при этом используется сера отходящих газов.

Данный способ может применяться в сочетании с разработанной бактериально-автоклавной технологией переработки никель-пирротинового концентрата, обеспечивая получение биоПАВ и одновременно решая проблему утилизации серо-содержащих газов металлургического производства (рисунок 3).

Показана возможность эффективного применения биоокисления как отдельного процесса, так и в комбинированных технологиях переработки никельсодержащего минерального сырья.

Результаты проведенных исследований опровергают ошибочно сложившееся мнение о неэффективности, сложности управления и проблемах внедрения биотехнологий в климатических условиях России.

КУЧНОЕ БАКТЕРИАЛЬНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДНЫХ РУД УДОКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Л.Н. Крылова, Э.В. Адамов, Т.А. Ливоварова¹, Т.Ф. Кондратьева¹

e-mail: krulov@yandex.ru, Россия, г. Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

¹Институт микробиологии им.С.Н.Виноградского РАН (ИНМИ РАН)

В настоящее время в мире работает более 40 предприятий по выщелачиванию меди из отвалов и куч в США, Канаде, Чили, Австралии, Испании, Югославии, Казахстане, Болгарии и др., только в США по этой технологии добывается более 15% от производимой меди. Выщелачиванию подвергают руды, отвальные и вскрышные породы, содержащие 0,1-0,4% меди, когда применение традиционных методов обогащения становится нерентабельным. В России технология кучного бактериального выщелачивания до настоящего времени не применяется, что вероятно связано с наличием месторождений в холодных климатических условиях.

Климатические условия района Удоканского месторождения с холодной и продолжительной зимой и среднегодовой температурой воздуха -7,5-8,9°С значительно отличаются от условий, в которых реализован процесс кучного бактериального выщелачивания за рубежом, например в Чили, США и Австралии.

Исследования выполнены с целью определения режимов кучного бактериально-химического выщелачивания Удоканской медной руды с учетом свойств руды, климатических условий месторождения и оценки влияния на кинетику процесса.

Руды Удоканского месторождения относятся в основном к смешанному типу с невысоким средним содержанием меди 1,5%. Характер оруденения, текстурно-структурные особенности руды, крупная вкрапленность значительной части медных минералов предполагают возможность эффективно проводить выщелачивание дробленной руды. Большая часть окисленных минералов меди при дроблении руды вскрывается и доступна для растворов выщелачивания. Основная масса руды представлена кварцевидными песчаниками, которые при нарушении

целостности руды раскалываются преимущественно по рудным трещинам, вследствие этого прожилки окисленных минералов меди оказываются на поверхности.

Для исследований использовалась проба смешанной медной руды со степенью окисленности минералов меди 42,3%, содержанием меди 1,8%, суммарным содержанием медных минералов 3,63%, из которых сульфидных 1,62% - в халькозине 0,7%, ковеллине 0,6%, борните 0,3%, халькопирите 0,02%, окисленных 2,01% - в брошантите 1,9%, малахите 0,1%, хризоколле 0,01%.

Исследования осуществлялись в лабораторных стеклянных перколяторах, с массой руды в одном перколяторе 300 грамм крупностью –5+0 мм и -10+0 мм. Крупность руды определена из условий обеспечения возможности извлечения металлов за короткий теплый период в районе расположения месторождения и фильтрации растворов. Выщелачивание проводилось для каждого режима биоокисления руды в двух повторностях и химическом контроле, с непрерывным возвратом на орошение вытекающего раствора, при соотношении Т:Ж = 1:0,5, скорость орошения соответствовала скорости фильтрации раствора через руду. При увеличении концентрации меди в растворе более 10–17 г/дм³ производилась замена орошающего раствора, с целью повышения градиента концентраций и соответственно скорости выщелачивания. Для биоокисления использовалась ассоциация ацидофильных хемолитотрофных бактерий, преимущественно *Acidithiobacillus ferrooxidans* и *Acidithiobacillus thiooxidans*.

Выщелачивание руды проводилось растворами серной кислоты с концентрацией 1,5 г/дм³ (рН 1,8), 12 г/дм³ (рН 1,0) и 51 г/дм³ (рН 0,4), поддерживаемой в течение исследований. Значение рН 1,8 соответствует благоприятным условиям жизнедеятельности и окислительной активности используемых бактерий. При концентрации кислоты 51 г/дм³ раствор не замерзает при отрицательной температуре до –10°С, при 12 г/дм³ бактерии жизнеспособны и активны. В экспериментах, проводимых при положительной температуре и концентрации кислоты 12 г/дм³ и 51 г/дм³, в случае значительного замедления извлечения меди из руды, происшедшего после 30–35 суток выщелачивания, для создания лучших условий для активности бактерий и окисления сульфидов меди концентрация кислоты снижалась до 1,5 г/дм³.

Из результатов исследований следует, что на извлечение меди из минералов при выщелачивании существенно влияют температура и концентрация кислоты. Вначале выщелачивания, извлечение меди снижается при уменьшении температуры и одинаковой концентрации кислоты, при увеличении концентрации кислоты и одинаковой температуре - извлечение меди повышается.

За 4 суток выщелачивания при концентрации кислоты 1,5 г/дм³ и температуре 20°С извлечение меди составляет 35,9%, при 4°С - 24,4%, и при температуре 4°С и концентрации кислоты 12 г/дм³ – 33,5%, при 51 г/дм³ – 49,2%. Серная кислота растворяет как окисленные минералы меди – малахит, брошантит, так и частично вторичные сульфидные минералы меди, поэтому извлечение меди выше, чем содержание окисленных минералов меди (более 42,3%).

При более длительном выщелачивании, когда в основном растворяются сульфиды меди, сохраняется зависимость извлечения меди от температуры при одинаковой концентрации, но извлечения меди снижается при повышении концентрации

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

кислоты и одинаковой температуре. Извлечение меди из минералов в этот период определяется концентрацией окислителя сульфидов меди – сернокислого окисного железа, регенерируемого железокисляющими бактериями, численность и активность которых зависит от концентрации кислоты и температуры. В результате выщелачивания руды при температуре 20°С после 21 суток и при 4°С после 56 суток извлечение меди выше при меньшей концентрации кислоты.

С увеличением концентрации кислоты в растворе возрастает расход кислоты на извлеченную медь при выщелачивании. При выщелачивании руды раствором кислоты с концентрацией 51 г/дм³ расход кислоты возрастает в два раза, по сравнению с расходом кислоты при выщелачивании раствором с концентрацией кислоты 12 г/дм³ (7,71 кг кислоты на кг извлеченной меди и 3,65 кг/кг). Расход кислоты уменьшается на 30% с 3,65 до 2,62 кг/кг при снижении концентрации кислоты до 1,5 г/дм³. Использование более концентрированного раствора кислоты обеспечивает большую скорость извлечения меди в начале выщелачивания, однако приводит в дальнейшем к замедлению скорости процесса и большому расходу серной кислоты на извлеченную медь. Более низкий расход серной кислоты при температуре +4°С и исходной концентрации 51 г/дм³ и повышение извлечения меди в раствор на 16,8–23,2% объясняются уменьшением концентрации серной кислоты после замедления извлечения меди для создания условий для бактериального окисления. Таблица – Показатели бактериально-химического выщелачивания смешанной медной руды Удоканского месторождения (крупность руды -5 мм, 240 сут)

Температура, °С	Выход кека, %	Максимальная концентрация меди в растворе, г/дм ³	Содержание меди в кеке, %	Извлечение меди в раствор, %	
				по раствору (160 сут)	по тв. (240 сут)
Концентрация серной кислоты 1,5 г/дм ³					
+20	88,8	13,3	0,13	79,3	94,1
+4	94,8	7,2	0,21	75,6	92,3
Концентрация серной кислоты 12 г/дм ³					
+20	89,5	14,6	0,17-0,18	77,4	-
+4	96,8	9,0	0,20	70,4	-
Концентрация серной кислоты 51 г/дм ³					
+4	90,73	7,6	0,21	69,9	90,73
0÷-2	91,8÷92,5	16,2	0,98÷1,02	53,08	-
-8÷-10	92,8	17,3	0,98÷1,2	46,7	-
Руда			1,80÷-1,86		

Извлечение меди в раствор при повышении температуры с отрицательной до положительной повышается на 16,8–32,6% за 160 суток выщелачивания. С увеличением температуры с +4°С до +20°С выход кека выщелачивания уменьшается: за 240 суток выщелачивания при +4°С выход составляет 94,8-96,8%, при +20°С - 89,5-89,8%. Изменение температуры с -8-10°С до 0-2°С значительно меньше влияет на результаты выщелачивания, чем при положительной температуре, содержание меди в кеке и выход снижаются незначительно.

При положительной температуре бактерии *At. ferrooxidans* хорошо развиваются, концентрация клеток в растворе увеличивается до $2,5 \cdot 10^8$ кл/мл при концентрации кислоты $1,5 \text{ г/дм}^3$ и 12 г/дм^3 . В растворах выщелачивания, проведенного при отрицательной температуре и концентрации серной кислоты 51 г/дм^3 , обнаруживаются отдельные клетки, напоминающие *At. ferrooxidans*, а также археи неправильной округлой формы, которые после пересева на питательную среду при pH 1,8 и температуре $+20^\circ\text{C}$ не размножаются, и теряют жизнеспособность.

Исследования показали, для обеспечения процесса бактериального окисления при положительной температуре достаточно только единожды в начале выщелачивания внести биомассу. Бактерии, подающиеся с орошаемым раствором, адсорбируются на поверхности кусков руды, не вымываются новым раствором и обеспечивают окисление железа без дополнительных подсевок. При проведении выщелачивания без внесения микроорганизмов в течение месяца в растворах развиваются «аборигенные» штаммы бактерий *At. ferrooxidans*, действие которых повышает кинетику извлечения меди.

Из результатов исследований следует, что участие бактерий оказывает существенное влияние на выщелачивание смешанной медной руды. За 160 суток из руды крупностью $-5+0$ мм наибольшее извлечение меди $79,3\%$ достигается при температуре $+20^\circ\text{C}$ и концентрации кислоты $1,5 \text{ г/дм}^3$, т.е. в условиях, когда бактерии наиболее активны. При концентрации кислоты 12 г/дм^3 активность бактерий снижается, в результате извлечение меди меньше на 2% – $77,4\%$. Сернокислородное окисное железо (Fe^{+3}) при окислении сульфидных минералов переходит в сернокислородное окисное железо (Fe^{+2}), которое окисляется железобактериями в присутствии кислорода с потреблением серной кислоты снова в Fe^{+3} . В отсутствие бактерий или других окислителей при выщелачивании сульфидов концентрация регенерация трехвалентного железа не происходит.

Окислительная активность бактерий полностью подавляется при условиях неблагоприятных для жизнедеятельности бактерий, как отрицательная температура и концентрация серной кислоты 51 г/дм^3 . Трехвалентное железо, подаваемое с инокулятом и поступающее при растворении минералов руды быстро снижается до нуля, растворение сульфидных минералов не происходит, извлечение меди в конце выщелачивания $46,7-53,08\%$ лишь немного превышает содержание в окисленных минералах меди в руде – $42,3\%$.

Из результатов исследований следует, что наиболее эффективным режимом подачи раствора при кучном выщелачивании является режим затопления при обеспечении протекания раствора через слой руды. При уменьшении скорости протекания раствора через руду скорость бактериальной регенерации железа значительно снижается и, соответственно, снижается извлечение меди. В режиме орошения скорость и полнота извлечения меди и руды не повышается, что объясняется уменьшением поверхности контакта руды с выщелачивающим раствором. Применение просушки руды продолжительностью от одного до четырнадцати дней не приводит к увеличению извлечения меди.

Крупность руды значительно влияет на скорость и полноту извлечения меди при бактериальном выщелачивании руды. За 180 суток выщелачивания извлечение меди в раствор из руды крупностью $-5+0$ мм на 40% больше, чем из руды $-10+0$ мм. При снижении крупности руды до $-2,5+0$ мм скорость протекания раствора снижа-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ется, и выщелачивание резко замедляется. Расход кислоты на извлеченную медь после 40 часов выщелачивания руды -5,0 мм меньше, чем выщелачивание руды - 10,0 мм и составляет в конце выщелачивания 1,68 кг/кг меди и 2,25 кг/кг меди соответственно.

Таким образом, на извлечение меди при кучном бактериальном выщелачивании медной руды существенно влияют температура, концентрация кислоты, концентрация ионов трехвалентного железа, режим подачи растворов и крупность руды.

Исследованиями показана возможность эффективного осуществления кучного выщелачивания сульфидно-окисленной медной руды в климатических условиях вечной мерзлоты с применением трехвалентного железа, регенерируемого бактериальным способом при положительной температуре воздуха. При отрицательной температуре выщелачивание медной руды необходимо проводить с поддержанием концентрации серной кислоты более 51 г/дм³ и с регенерацией трехвалентного железа химическими реагентами.

ПЕРЕРАБОТКА ТРУДНООБОГАТИМОГО МЕДНО-ЦИНКОВО-ПИРИТНОГО ПРОМПРОДУКТА ФЛОТАЦИИ

Д.А. Рябцев, Л.Н. Крылова, Д.Ю. Воронин

e-mail: RyabtsevD@misis.ru Россия, г.Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

При флотационном обогащении медно-цинково-пиритных руд выделяются некондиционные продукты, образующиеся в разветвленных доводочных операциях, содержащие медь, цинк, кадмий, золото, серебро. Селективное разделение получаемых некондиционных продуктов традиционными методами обогащения неэффективно, так как, несмотря на тонкое измельчение 99 % класса -0,044 мм, большая часть минералов цинка и меди находится в сростках между собой и с пиритом.

Высокое содержание металлов не позволяет вывести медно-цинково-пиритные промпродукты в хвосты, они циркулируют в схеме флотации как оборотные, увеличивая нагрузку на технологическое оборудование, снижают качество товарных концентратов и увеличивают потери металлов с отвальными хвостами.

Разработан способ переработки труднообогатимых медно-цинково-пиритных промпродуктов флотационного обогащения включающий атмосферное окислительное выщелачивание промпродукта в отдельном цикле, при котором разрушаются сростки минералов и вскрывается поверхность сульфидов, растворяется большая часть сфалерита, что позволяет разгрузить основную схему обогащения и повысить извлечение меди и цинка в товарные концентраты. После выщелачивания проводится разделение твердой и жидкой фаз фильтрованием, раствор выщелачивания, содержащий цинковый купорос, может быть использован в качестве депрессора сфалерита при флотационном обогащении или для извлечения меди и цинка, как выщелачивания после нейтрализации направляется флотационное разделение в медную флотацию [Патент RU № 2135298 Способ разделения медно-цинковых концентратов].

Исследовано применение традиционного бактериального выщелачивания промпродукта, выщелачивание трехвалентным железом в растворе серной кислоты с регенерацией железа бактериями в отдельном аппарате и регенерацией железа пероксидом водорода.

Испытания способа проведены с использованием промпродуктов выделяемых при флотационном обогащении медно-цинковых руд на Учалинском горно-обогатительном комбинате (ГОК). В коллективно-селективной схеме флотации Учалинского ГОК хвосты цикла доводки медно-пиритного концентрата относятся к некондиционным медно-цинково-пиритным промпродуктам. Выход промпродукта составляет около 6,0 % от руды. Промпродукт несмотря на высокое содержание цинка направляется в голову медной флотации, при этом цинк переходит в медный концентрат.

Бактериальное выщелачивание промпродукта с содержанием цинка 10,0 - 16,0%, меди 0,8 - 1,5 %, крупностью 99,0 % класса $-0,044$ мм по традиционной схеме проводилось в биореакторах рабочим объемом 8 дм³ с механическим перемешиванием, аэрацией воздухом, при Т:Ж = 1:5, температуре 35-38°С ассоциацией мезофильных железо- и серуокисляющих штаммов бактерий, продолжительностью 100-120 часов, значение рН снижалось с 2,0 до 1,3. В результате бактериального выщелачивания извлечение цинка из промпродукта в раствор составляет до 80-87% при остаточном содержании в кеке выщелачивания 2,5-3,0%, извлечение меди не превышает 25-30%.

В растворах после бактериального выщелачивания промпродукта содержится до 1,5 г/л меди, 20-25 г/л цинка, 10-15 г/л оксидного железа и 0,1-0,15 г/л кадмия, что позволяет выделить их в товарные продукты и повысить комплексность переработки медно-цинкового сырья. При концентрации меди в растворе 0,25 г/л цементацией на цинковую пыль после удаления железа в осадок гидрата окиси железа при повышении величины рН до 3,0 получен медно-кадмиевый кек с содержанием 85 % меди и 2 % кадмия при извлечении обоих металлов из раствора 95 %.

Сравнение флотационных свойств растворов сульфата цинка показало возможность замены технического раствора на бактериальный раствор цинкового купороса в качестве депрессора сфалерита. Возможно использование для флотационного обогащения раствора бактериального выщелачивания медно-цинково-пиритного промпродукта без обработки, однако в присутствии ионов меди несколько снижается депрессия цинковых минералов, так и после полного удаления меди, железа и свободной серной кислоты. [Воронин Д.Ю. Исследование и разработка технологии бактериального выщелачивания медно-цинковых промпродуктов при обогащении упорных сульфидных руд. Автореферат дисс. М.: МИСиС. 2000 -25 с.]

Результаты испытаний в цикле разделения коллективного медно-цинкового концентрата показали, что при использовании бактериального цинкового купороса получен медный концентрат с содержанием меди 11,47 % при извлечении 88,5 %. При использовании химического цинкового купороса получен медный концентрат с содержанием меди 10,99 % при извлечении 87,56 %.

Результаты сравнительных испытаний в цикле обезжелезивания и обезцинкования грубого цинкового концентрата показывают, что при использовании бактериального цинкового купороса получен цинковый концентрат с содержанием цинка 53,02 % при извлечении 66,33 %. При использовании химического цинкового купороса получен цинковый концентрат с содержанием цинка 54,03 % при извлечении 64,05 %.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В случае превышения объемов раствора цинкового купороса полученных при выщелачивании промпродукта потребности обогатительной фабрики во флотационном реагенте, из него можно получать дополнительный товарный продукт – сульфид цинка осаждением его гидросульфидом натрия. Извлечение цинка из раствора выщелачивания при расходе гидросульфида натрия 110 % от стехиометрического составило 92 %, осадок содержал 53 % цинка и 0,5 % железа, что соответствует требованиям на цинковый концентрат марки КЦ-2. Полученный осадок сульфида цинка может быть подшихтован к товарному цинковому концентрату, например Учалинской обогатительной фабрики получающей цинковый концентрат марки КЦ-4, что повышает комплексность использования минерального сырья.

Изучение химического выщелачивания проводилось с использованием промышленных хвостов цикла доводки медно - пиритного концентрата с содержанием меди 1,5%, цинка 14,7%, железа 37,2%. Выщелачивание проводилось в титановом реакторе объемом 1,0-1,2 дм³ при соотношении до Т : Ж = 1:3, концентрации серной кислоты 10-20 г/дм³, концентрации трехвалентного железа 3,0-20,0 г/дм³, ОВП пульпы 600 ÷ 700 мВ (н.в.э.), температуре 70÷75 °С, без аэрации. При повышении значения рН более 1,5 производилось добавление серной кислоты.

Выщелачивание промпродукта ионами трехвалентного железа в растворе серной кислоты с регенерацией окислителя в растворе бактериями в отдельном аппарате с аэрацией позволяет снизить продолжительность окисления до 12 ч для получения показателей извлечения металлов в раствор как по традиционной схеме бактериального выщелачивания. Реализация регенерации раствора отдельно от выщелачивания связано с применением сгустителя, и аппарата для бактериального окисления железа с аэрацией. Скорость химического окисления сульфидов и расходования трехвалентного железа при повышенной температуре значительно возрастает. Для обеспечения необходимым количеством трехвалентного железа необходимо осуществление его регенерации с большой скоростью или повышение объемов растворов. В этом случае бактериальное окисление железа наиболее рационально проводить с иммобилизацией биомассы.

Наибольшая скорость выщелачивания промпродукта ионами трехвалентного железа в растворе серной кислоты достигнута при регенерации окислителя пероксидом водорода концентрацией 38% подачей непосредственно в химический реактор. Это объясняется высокой окислительной способностью пероксида водорода, который кроме закисного железа окисляет также сульфиды. Кроме того при разложении пероксида водорода при температуре более 70°С образуется атомарный кислород являющийся более сильным окислителем. Такая организация процесса не требует дополнительных объемов аппаратов и строгого контроля параметров влияющих на биомассу, прежде всего температуры. Для получения извлечения и состава растворов при химическом выщелачивании с использованием пероксида водорода аналогичных получаемых при бактериальном выщелачивании достаточно 6-7 ч окисления.

Скорость выщелачивания промпродукта, определенная по интенсивности расходования трехвалентного железа на окисление сульфидов, достигает 0,4 г/л в минуту. Выход кека за 10 часов выщелачивания составляет 58 - 75%, остаточное содержания: цинка 1,2 - 1,9%, меди до 2,5 %, извлечение в раствор цинка 92,0÷94,7 %, меди 18 - 32%. Концентрация цинка в растворе выщелачивания в периодическом режиме при соот-

ношении Т:Ж = 1:4 достигает 32,0 г/дм³, меди 0,7 г/дм³. Пирит за 10 часов выщелачивается в среднем на 40%, кек выщелачивания обогащается медью вследствие упорности халькопирита, растворения сфалерита, частично пирита.

Выщелачивание промпродукта позволяет вскрыть тонкодисперсное золото в пирите, что значительно повышает его извлечение традиционными методами.

Разработанный способ переработки медно-цинково-пиритного промпродукта органично интегрируется в технологию обогащения медно-цинковых руд. Вывод труднообогатимого медно-цинково-пиритного промпродукта в отдельный цикл и переработка его выщелачиванием с получением флотационного реагента – цинкового купороса, применяемого на фабрике, или выделением дополнительных товарных продуктов позволяет улучшить технологические и экономические показатели основной схемы обогащения и переработки в целом, повысить комплексность переработки сырья.

ГЕТЕРОГЕННОСТЬ СООБЩЕСТВ АЦИДОФИЛЬНЫХ ХЕМОЛИТОТРОФНЫХ МИКРООРГАНИЗМОВ В БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЯХ ОКИСЛЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД*

Т.Ф. Кондратьева, Т.А. Пивоварова, И.А. Цаплина, А.Е. Журавлева, А.Г. Булаев

e-mail: kondr@inmi.host.ru, Россия, г. Москва,

Учреждение Российской академии наук Институт микробиологии
им. С.Н. Виноградского РАН, Москва (ИНМИ РАН)

В биогидрометаллургических технологиях получения золота из концентратов упорных сульфидных руд участвуют сообщества ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов (АХМ), получающих энергию, окисляя сульфидные минералы, закисное железо, элементную серу и ее восстановленные соединений при низких значениях рН. В эту группу микроорганизмов входят представители родов филогенетически отдаленных грамотрицательных (*Acidithiobacillus*, *Leptospirillum*) и грамположительных (*Sulfolobus*, *Alicyclobacillus*) бактерий, а также архей (*Acidianus*, *Metallosphaera*, *Sulfolobus*, *Ferroplasma*), растущих в мезофильных (28-30°C), умеренно термофильных (40-55°C) или термофильных (более 60°C) условиях в диапазоне оптимальных значений рН от 1.2 до 4.5 в зависимости от микроорганизма.

В природных и техногенных экосистемах АХМ, входящие в состав сообществ, связаны между собой либо конкуренцией за общие субстраты, либо кооперацией в их использовании. Это проявляется в последовательном разложении сложного субстрата, такого как сульфидные минералы, когда каждый компонент, образующийся в результате окисления, используется одними микроорганизмами, а продукты их метаболизма или лизиса клеток, в свою очередь, используются другими микроорганизмами, что позволяет существовать автотрофам, для которых органические ве-

* Работа выполнена при поддержке грантов РФФИ: № 10-04-00589, Президента РФ для государственной поддержки молодых российских ученых № МК-3737.2011.4, Программы №24 фундаментальных исследований Президиума РАН.

щества токсичны.

Сообщества АХМ различаются по видовому и штаммовому составам. В наших исследованиях впервые был применен сравнительный подход в изучении видового и штаммового разнообразия сообществ АХМ в зависимости от географических и климатических условий расположения месторождений сульфидных руд, особенностей их минералогического состава, а также состава концентратов в биогидрометаллургических технологиях, температурных режимов процессов бактериально-химического окисления концентратов сульфидных минералов, соотношения химических элементов в концентратах, плотности пульпы, условий аэрации, наличия органических веществ, особенностей технологических режимов и в изучении изменений в видовом и штаммовом составе сообществ микроорганизмов на разных стадиях процесса окисления сульфидных минералов.

В сообществах микроорганизмов при окислении сульфидных минералов формируются трофические связи. Одни микроорганизмы доминируют в начале процесса, в результате чего в жидкую фазу выходит закисное железо и S^{2-} . Другие – активно окисляют закисное железо или восстановленные соединения серы. В конце процесса S^0 и ее восстановленные соединения окисляются до SO_4^{2-} , Fe^{2+} – до Fe^{3+} , образуются нерастворимые соединения железа и мышьяка.

Например, было отмечено доминирование в сообществе разных видов *Acidithiobacillus* по ходу процесса окисления пирротинсодержащего пиритно-арсенопиритного концентрата золотомышьяковой руды в мезофильных условиях на опытно-промышленной установке на ЗИФ ЗАО «Полюс». В первом реакторе при окислении сульфидных минералов и закисного железа доминировал штамм *At. ferrooxidans*. При накоплении в жидкой фазе второго реактора элементной серы и ее восстановленных соединений доминирование в сообществе микроорганизмов переходило к штамму *At. thiooxidans*.

Изменение соотношения видов в сообществе микроорганизмов было отмечено при снижении содержания железа (с 32.5 до 12 г/л) в концентрате золотомышьяковой сульфидной руды, поступающем на бактериально-химическое окисление. Наиболее резко уменьшалось число лептоспирилл. Более устойчивыми к понижению содержания железа в концентрате были археи. С повышением содержания железа в концентрате возрастало общее число микроорганизмов, в том числе относительное количество лептоспирилл.

Замещение одних доминирующих микроорганизмов на другие показано в процессе окисления концентрата золотомышьяковой руды с высоким содержанием сурьмы при 46°C. В первом реакторе доминировал штамм *S. thermotolerans* Sb-K, во втором реакторе – штамм *S. sibiricus* Sb-F, в третьем реакторе преобладал штамм *S. thermosulfidooxidans* Sb-S. В биогеотехнологическом процессе в сообществе микроорганизмов присутствовали разные виды сульфобацилл, причем, прослежено замещение доминирующих штаммов по мере окисления энергетического субстрата: от окисления сульфидных минералов с выщелачиванием железа и серы (штамм Sb-K), через окисление наиболее легкого для этих микроорганизмов субстрата – закисного железа (штамм Sb-F), до окисления элементной серы и ее восстановленных соединений с образованием сульфатов (штамм Sb-S).

Одним из основных факторов среды, определяющих состав сообществ АХМ,

является температура. Исследование процессов окисления флото- и гравитационного концентратов одной и той же золотомышьяковой руды при переменном температурном режиме показало изменение численного соотношения видов микроорганизмов при повышении температуры от 30 до 37–42°C: снижение числа мезофильных микроорганизмов (*Acidithiobacillus* spp.) и повышение числа умеренно термофильных (*Sulfobacillus* spp.).

При изменении энергетического субстрата, в том числе и по минералогическому составу, менялось не только соотношение разных видов в сообществах микроорганизмов, но и их штаммовый состав. Скорость роста и окисления энергетических субстратов АХМ зависела также от физических, химических и электрофизических свойств отдельных сульфидных минералов. В работе было использовано пять образцов пиритов разного происхождения, которые различались по плотности, микротвердости, содержанию серы и железа, наличию и составу микропримесей, типу проводимости, величине коэффициента термоЭДС и сопротивлению. Микроорганизмы, *At. ferrooxidans*, *S. thermosulfidooxidans*, *F. acidiphilum*, отличались способностью к адаптации к одним и тем же пиритам, по скорости роста и окисления пиритов. Максимальную скорость окисления пирита с самой высокой микротвердостью (1612 кгс/мм²) показал штамм *S. thermosulfidooxidans*, а минимальную – *F. acidiphilum*. Из штаммов *At. ferrooxidans*, TFV-1 и TFBk, наибольшей скоростью роста на разных пиритах обладал штамм TFBk, выделенный из более сложного по составу сульфидных минералов золотомышьякового концентрата. Эти результаты говорят о том, что видовой и штаммовый состав сообществ АХМ формируется не только в зависимости от минералогического состава энергетического субстрата (сульфидная руда, концентрат руды), но и от физических, химических и электрофизических свойств сульфидных минералов, входящих в состав руды или концентрата.

Большая часть АХМ, за исключением *At. ferrooxidans*, *At. thiooxidans*, *L. ferrooxidans*, *L. ferriphilum*, принадлежит к миксотрофам, требующим присутствия в среде небольшого количества (0.02%) органических веществ. При мониторинге численного и видового состава сообщества микроорганизмов в пульпе реакторов на ЗИФ ЗАО «Полюс», где доминировали сульфобациллы с миксотрофным типом метаболизма, было отмечено, что при снижении содержания органических веществ в воде (по БПК ниже 2 мг O₂/л), поступающей на приготовление жидкой фазы пульпы, снижалось количество сульфобацилл и архей.

Плотность пульпы (соотношение твердой и жидкой фаз) – важнейший параметр бактериально-химического процесса окисления сульфидных минералов, от которого зависит его экономичность и эффективность. Повышение плотности пульпы концентратов руды влияло на разные виды микроорганизмов в сообществе и их количество по-разному. Штамм *At. ferrooxidans* был способен со временем адаптироваться к повышенной плотности пульпы (28.5%), в отличие от штамма *A. thiooxidans*. На штамм *Sulfobacillus* sp. повышение плотности пульпы от 16.6 до 28.5% не оказывало заметного влияния.

Существенным фактором в биогидрометаллургических технологиях окисления сульфидных минералов является степень аэрации пульпы. При исследовании влияния растворенного кислорода и его активных форм на изменения физиолого-биохимических свойств термоацидофильных хемолитотрофных бактерий рода *Sulfobacillus*, изолированных из разных экосистем, были установлены механизмы от-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ветных реакций. Регуляция синтеза ферментов при изменениях кислородного режима определялась кислородным статусом мест обитания культур термоацидофильных сульфобацилл. Основными программами адаптации к стрессовым воздействиям лимита по кислороду являлись регуляция – индукция или репрессия – синтеза ферментов метаболизма углерода и ферментов системы антиоксидантной защиты. На штаммовый состав сообществ АХМ оказывал влияние уровень аэрации.

При изучении процессов бактериально-химического окисления концентратов одной и той же золотомышьяковой руды в разных температурных и технологических режимах было установлено, что при 28-35°C в сообществе АХМ доминировали штаммы *At. ferrooxidans* и *At. thiooxidans*, в минорном числе присутствовали сульфобациллы, лептоспириллы и археи. При 39-40°C доминировал штамм *S. olympiadicus* S-5, в меньшем числе присутствовали лептоспириллы и археи, отмечено небольшое число представителей ацидитиобацилл и грибов *Aspergillus niger*. В двухстадийном процессе биоокисления химически выщелоченного ионами трехвалентного железа золотомышьякового концентрата руды в непрерывном режиме при 39-40°C из пульпы, инокулированной сообществом микроорганизмов из реакторов ЗИФ ЗАО «Полюс», в котором доминировал штамм *S. olympiadicus* S-5, была выделена бактериальная культура, обозначенная как штамм НТ-4. На основании сравнительного филогенетического анализа нуклеотидных последовательностей генов 16S рРНК штамм НТ-4 был отнесен к виду *S. thermosulfidooxidans*. В процессе чанового биоокисления концентрата той же руды при 50°C в составе сообщества доминировали два штамма *S. thermosulfidooxidans*, обозначенных НТ-1 и НТ-3, отличающиеся по филогенетическому положению от штаммов, использованных в качестве инокулята. При изучении их свойств были показаны значительные фенотипические и генотипические отличия как друг от друга, так и от штаммов, преобладающих в процессах биоокисления аналогичного по составу концентрата в других условиях.

Основными факторами среды, определяющими видовой состав сообществ ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов, являются температура и характеристика энергетического субстрата. На штаммовый состав оказывает влияние характеристика энергетического субстрата, температура, концентрация ионов металлов и уровень аэрации. В технологических процессах действуют еще несколько факторов: плотность пульпы, наличие органических веществ и опосредованно, через изменение характеристик субстрата, – особенности технологического режима.

Генетическая гетерогенность техногенных сообществ ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов позволяет им адаптироваться к изменениям характеристик энергетического субстрата, поступающего на окисление, к изменениям как соотношения минералов в концентратах сульфидных руд, так и химических элементов (железа, серы, меди, цинка, никеля, мышьяка, сурьмы, кальция, углерода и др.). При поступлении в процесс окисления по биогидрометаллургической технологии нового по составу флотоконцентрата, а это наблюдается довольно часто в том случае, когда не происходит усреднения его состава в технологическом процессе, преимущество в популяции штамма получает клон, наиболее адаптированный к окислению данного субстрата, и он начинает постепенно доминировать в процессе. Так, например, штамм *S. thermotolerans* Kr1^T доминирует в процессах при высоких концентрациях ионов металлов.

Знание доминирующих штаммов разных видов микроорганизмов в сообществах и особенностей их физиологии позволяет оптимизировать биогеотехнологический процесс окисления сульфидных минералов по значению pH, температуре, уровню аэрации, требованиям к составу минеральных солей и органических веществ, плотности пульпы и др., что является необходимым условием его стабилизации, оптимизации и повышения эффективности.

О РАЦИОНАЛЬНОЙ СТРАТЕГИИ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОМЫШЛЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОГО МАРГАНЦА В РОССИИ

В.В. Мусаев, С.Г. Возжеников¹

e-mail: musaev_vv@umbr.ru, ¹manganese@k66.ru, Россия, г. Екатеринбург
Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр»
(ОАО «Уралмеханобр»)

¹Общество с ограниченной ответственностью «Металлургия-Геотехнология»
(ООО «МГТ»)

Потребность российского рынка по металлическому марганцу оценивается в объеме 30-35 тысяч тонн в год, которая удовлетворяется исключительно за счет импорта. Учитывая это обстоятельство, задача создания производства в нашей стране металлического марганца является чрезвычайно актуальной. При этом ставится задача организации производства электролитического марганца в объеме не менее 30 тысяч тонн в год с использованием марганецсодержащего сырья, добываемого в России. Следует отметить, что в последние два десятилетия проведены значительные работы по изысканию новых месторождений марганцевых руд и подготовки сырьевой базы для производства этого металла в промышленном масштабе в виде ферросплавов и других товарных соединений марганца. В настоящее время можно с уверенностью сказать, что такая база рудного марганца для его извлечения в промышленных условиях в России подготовлена, а в ряде регионов страны разработка месторождений уже начата. Следует также отметить, что несмотря на относительно невысокое качество российских марганцевых руд (среднее содержание марганца находится на уровне 20 %), эти руды характеризуются достаточно высокими запасами по общему содержанию марганца и благодаря наличию современных, передовых технологий могут быть эффективно и экономически рентабельно перерабатываться в промышленных объемах до товарных очищенных продуктов, в том числе до чистого металлического марганца.

Стратегия решения конкретной задачи организации промышленного производства в России электролитического марганца в объеме до 30 тысяч тонн в год предполагает два возможных направления решения. Во-первых, возможно создание новых производственных мощностей в полном объеме, включая создание производства добычи руды, обогатительной фабрики (при необходимости), гидрометаллургического завода по переработке руд и концентратов, включающего участок выщелачивания исходного сырья, очистку растворов после выщелачивания от при-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

месей и переработку очищенных растворов электролизом с получением марганца чистотой не менее 99,7 %. Второй путь решения поставленной задачи предполагает использование уже существующих в России горнодобывающих и химико-гидрометаллургических объектов и основывается на организации рациональной логистической схемы доставки уже добываемой марганцевой руды до гидрометаллургического предприятия, которое после его необходимой реконструкции и создания дополнительных производственных участков может быть адаптировано к переработке марганцевого сырья до электролитического марганца.

Не исключая необходимость создания в России совершенно новых промышленных предприятий по всему технологическому циклу от добычи руды до получения металлического марганца, считаем в существующих реалиях российской экономики и промышленности второй путь решения задачи создания в стране производства электролитического марганца наиболее рациональным, так как потребует меньших первоначальных инвестиций и реализуем в гораздо меньшие временные сроки. При этом важно отметить, что при привлечении к производству металлического марганца конкретного российского гидрометаллургического предприятия совсем не обязательно ставить задачу выпуска товарного металла в объеме потребности отечественного рынка, т.е. 30 тысяч тонн в год. По-видимому, рациональнее и экономически целесообразнее будет реконструкция конкретного предприятия с учетом имеющихся на нем производственных мощностей, которые в реальные сроки позволили бы осуществить производственную программу с выпуском «значимого» количества товарного металла, например, в объеме 20-30 % от потребности российского рынка.

Вышеизложенное можно подтвердить следующим примером. Выполненные недавно технико-экономические расчеты (ОАО «Уралмеханобр») по инвестиционной программе: «Организация производства электролитического марганца на базе оксидно-карбонатных руд месторождения Полуночное» в Свердловской области показали, что для создания нового гидрометаллургического завода по переработке марганцевой руды данного месторождения, содержащей в среднем 20 % марганца, до электролитического марганца в объеме 10 тысяч тонн в год и 30 тысяч тонн в год (соответственно первый и второй этап освоения производства) потребуется до 75 и 200 млн.\$ инвестиций соответственно.

По нашему мнению, для решения задачи организации производства электролитического марганца в России в объёме до 10 тысяч тонн в год в минимально короткие сроки при наименьших затратах наиболее привлекательным объектом для реализации такой задачи является единственное в России предприятие по гидрометаллургической переработке марганцевого сырья – ООО «Промтрак» (производственная база ООО «НПО «Диомар»), расположенное в г. Кингисепп Ленинградской области. Построенное в 2006 году это предприятие является современным, оснащённым оборудованием известных европейских и российских фирм, химико-гидрометаллургическим заводом, который проектировался для переработки конкретного сырья – железомарганцевых конкреций Финского залива, но в принципе, может быть использован для переработки самых различных видов марганцевого сырья по самым различным технологиям выщелачивания, включая серноокислотное, сернисто-серноокислотное, сульфатное (серная кислота с сульфатом аммония).

Успешный опыт переработки на этом предприятии в 2010 г. порошковых марганцевых руд, добываемых в Башкирии на месторождении Улу-Теляк, доказывает это в реальной практике.

Установленное на предприятии оборудование позволяет осуществлять переработку марганцевой руды с содержанием от 15 % в объёме более 40 тысяч тонн в год по проектной технологической схеме, включающей следующие основные операции: мокрое измельчение сырья, выщелачивание марганца из измельченной руды серной кислотой и сернистым газом, фильтрацию пульпы после выщелачивания с двукратной промывкой кека по репульпационно-фильтрационной схеме, осаждение карбоната марганца из фильтрата после выщелачивания и отделения осадка раствором карбоната аммония, который готовится в собственном производстве из аммиачной воды и углекислого газа, фильтрацию пульпы осажденного карбоната марганца с последующей сушкой отфильтрованного и промытого осадка.

Конечным продуктом по принятой технологии является соль технического карбоната марганца, содержащая более 40 % металла в пересчете на сухой продукт.

Твердые отходы, получаемые по изложенной схеме на стадии выщелачивания направляются в хранилище твёрдых отходов.

Жидкие отходы – маточные растворы от осаждения карбоната марганца направляются на выпарку и получение сухой соли сульфата аммония, который является побочным товарным продуктом.

Отметим, что производительность предприятия по объёму перерабатываемого исходного сырья ограничивается производительностью участка получения карбоната марганца и при возможном переводе предприятия на продукцию электролитического марганца эта производительность может быть существенно увеличена.

Перевод предприятия ООО «Промтрак» на новый вид товарной продукции – электролитический марганец, потребует некоторых изменений в технологической схеме. В целом базовая технологическая схема производства электролитического марганца должна включать следующие переделы:

- восстановительный обжиг исходной руды,
- выщелачивание марганца из огарка оборотным раствором сульфата аммония и серной кислоты (анолит со стадии электролиза марганца),
- «гидратную» очистку растворов выщелачивания от примесей железа, алюминия, кремния, фосфора и др. нейтрализацией пульпы выщелачивания аммиачной водой или газообразным аммиаком до pH= 4,5-5,0,
- сульфидную очистку осветлённого фильтрата от примесей цветных металлов обработкой раствора сульфидизатором (раствором сульфида аммония или сероводородом),
- отделением осадков, получаемых при сульфидной очистке, методом отстаивания и фильтрации,
- электролиз марганца из очищенных осветлённых растворов сульфата марганца и сульфата аммония.

Оценивая возможности предприятия ООО «НПО «Диомар» с точки зрения осуществления на нём изложенной схемы с годовым выпуском электролитического марганца в объёме 10 тыс.т в год, можно сделать вывод, что здесь имеются все условия для технически и экономически выгодного решения данной задачи.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Во-первых, предприятию удалось решить задачу сырьевого обеспечения путем поставок уже восстановленной руды из Башкортостана (восстановительный обжиг организован недалеко от места добычи руды). Благодаря этому при осуществлении производства электролитического марганца предприятию ООО «НПО «Диомар» не потребуются проектировать и строить участок восстановительного обжига, который является значительно капиталоемким и в целом дорогостоящим объектом.

Во-вторых, производственные мощности предприятия на гидрометаллургических переделах выщелачивания и фильтрации таковы, что позволяют осуществлять процесс выщелачивания марганца из руды оборотным анолитом в требуемом объеме по исходному сырью, обеспечивающем при извлечении марганца по всей схеме переработки на уровне 90 % получение электролитического марганца в объеме до 10 тысяч тонн в год.

Разработанное в 2009 г. специалистами ООО «Институт Гипроникель» технико-экономическое предложение (ТЭП) по организации цеха производства электролитического марганца на площадке ООО «Промтрак», рассматривает возможность производства электролитического марганца в объеме до 10 тысяч тонн в год в существующих условиях за счет строительства новых производственных объектов, реализующих в технологической схеме переделы очистки и электролиза марганецсодержащих растворов.

По нашему мнению, разработанное ТЭП достаточно объективно отражает существующие реалии производства на предприятии и правильно выбирает основные объекты инвестирования, которые потребуются построить и ввести в эксплуатацию в новом предлагаемом производстве электролитического марганца и, наконец, обоснованно определяет реальные затраты и сроки осуществления проекта, которые составляют соответственно порядка 40 млн.\$ и 2,5 года.

В этой связи ещё раз отметим, что указанная сумма инвестиционных затрат практически в 2 раза ниже затрат, которые требуются для организации нового производства, реализующего всю схему переработки руды от её добычи до получения марганца электролизом, причем себестоимость электролитического марганца не превысит 2000 \$ за тонну металла.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ЭЛЕКТРОДИНАМИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕЛКОГО ТРУДНООБОГАТИМОГО ЗОЛОТА

В. П. Мязин, В. С. Шеломенцев, О. А. Баландин

e-mail: myazinvpchita@mail.ru, Россия, г. Чита,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Читинский государственный университет» (ГОУ ВПО ЧитГУ)

В настоящее время электродинамическая сепарация (ЭС) получила практическое применение для выделения цветных металлов крупностью + 40 мм и выше из твердых бытовых отходов.

Разработаны конструкции электродинамических сепараторов в ряде ведущих стран, например в России, США, Японии, для сортировки и выделения крупных фракций.

Электродинамическая сепарация в принятой классификации по обогащению полезных ископаемых отнесена к числу комбинированных магнитных процессов.

Теория электродинамической сепарации основана на использовании фундаментальных уравнений классической электродинамики (Лоренца-Максвелла).

Для практической реализации процесса электродинамической сепарации от полученных классических уравнений электродинамики потребовалось более 70 лет.

В России работы по применению электродинамической сепарации для сортировки и выделения крупных электропроводящих частиц из транспортирующего массопотока были впервые проведены в институтах физики им. Л.В.Киренского СО РАН, гидродинамики им. М.А.Лаврентьева СО РАН, сильноточной электроники СО РАН. Однако реализовать процесс электродинамической сепарации для извлечения мелких классов ценного компонента в индукторе трехфазного линейного двигателя на основе вращающегося магнитного поля не удавалось.

Для решения этой проблемы в дальнейшем исследователями предлагалось перейти к использованию импульсных систем на основе бегущих магнитных полей.

Это перспективное направление работ по генерации эффективных магнитных полей было принято в качестве основного при проведении дальнейших исследований на обогатимость труднообогатимых металлоносных песков россыпных месторождений, поскольку наличие мелких классов ценного компонента – 0,25 мм в песках не позволяет эффективно извлекать их в гравитационных аппаратах.

По разным оценкам технологические потери мелких классов золота на драгах и промприборах могут достигать до 50%.

Методика проведения экспериментов при генерации импульсного бегущего магнитного поля в индукторе сепаратора заключалась в следующем.

Подготавливались образцы из золотин плоской формы крупностью от +0,05 до -0,5 мм.

Стендовые испытания проводились на искусственной песчаной смеси при различном содержании ценного компонента.

Соотношение количества металлоносных частиц в песковой фракции составляло 1:10.

Полученные положительные результаты позволяют заключить, что начиная с класса крупности + 0,15 мм, степень извлечения существенно зависит от величины питающего напряжения и находится в диапазоне от 43 до 80%. Причем для характерного класса крупности ценного компонента в металлоносных песках более 0,25 мм извлечение может достигать значений в диапазоне от 70 до 90%.

Для выявления оптимальных режимов электродинамического извлечения мелкого золота из металлоносных песков требуется проведение дальнейших исследований.

Таким образом, импульсный способ генерации бегущего магнитного поля открывает новые возможности использования электродинамической сепарации для обогащения труднообогатимых металлоносных песков россыпных месторождений.

**ПОДГОТОВКА ШЛАМОВ, СОДЕРЖАЩИХ БЛАГОРОДНЫЕ МЕТАЛЛЫ,
К ПЕРЕРАБОТКЕ**

А.А. Семёнов, В.А. Синегрибов, А.Ф. Сметанников¹, П.Ю. Новиков

Россия, г. Москва, ОАО Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии (ОАО ВНИИХТ)

¹e-mail: tm_djucha@mi-perm.ru, Россия, г. Пермь

Учреждение Российской академии наук Горный институт Уральского отделения РАН (ГИ УрО РАН)

В процессе производства хлорида калия при выщелачивании сильвинитовой руды образуются отходы, содержащие, по данным ряда исследователей, благородные металлы (золото, серебро, металлы платиновой группы). Указанные шламы содержат (на сухую массу) до 50% хлоридов натрия, калия и магния.

При переработке шламов с целью извлечения указанных металлов на первой стадии процесса совершенно естественной (для уменьшения массы перерабатываемого сырья) смотрится операция отмывки шламов от хлоридов. Однако нами установлено два фактора:

1. Основным элементом, определяющим ценность шламов как сырья для извлечения благородных металлов, - палладий.
2. При водной отмывке шламов от хлоридов щелочных металлов палладий теряется с промывными растворами.

Кроме того, установлено, что повышенное содержание хлоридов в отмытом нерастворимом остатке (~18,4% Cl-) при температурах 800-850°C (выше температур плавления хлоридов натрия и калия) приводит к увеличению извлечения палладия из огарка из-за, по-видимому, вскрытия тонкодисперсных вкраплений металла. Аналогично поведение платины, золота и серебра.

При изучении потерь палладия с промывными растворами использовали воду, раствор соды (1 грамм на $\text{дм}^3 \text{H}_2\text{O}$) и используемые на БКПРУ-1 ОАО «Уралкалий» амины (из расчёта 1 дм^3 1%-ного раствора на 4 дм^3 воды - $0,25 \times 10^{-3}$ %-ный раствор).

Использование воды для отмывки шламов от хлоридов до их остаточного содержания ~29% приводит к потере примерно двух третей палладия от содержащегося в жидкой фазе исходного шлама. В присутствии аминов и соды в жидкой фазе пульпы и промывных растворах в указанных количествах потери палладия практически отсутствуют.

Огарок, выходящий из обжиговой печи, необходимо охлаждать перед дальнейшей переработкой (измельчение).

Для охлаждения огарка можно использовать либо воздух (приводит к дополнительным расходам и пылеуносу), либо разгрузку горячего огарка в воду. Последний вариант более привлекателен, так как сопровождается отмывкой огарка от растворимых хлоридов металлов.

Расчёты показали, что при охлаждении огарка с температурой 800°C и соотношении огарок : вода = 1:3 вода нагревается до температуры 90-100°C.

Результаты опытов по гашению огарка водой показали, что в указанных условиях отмывка огарка от хлоридов натрия и калия идёт успешно, при температуре огарка 800⁰С - без потери с растворами палладия и серебра.

Таким образом, при отмывке шлама до оптимального (для обжига нерастворимого остатка) содержания хлоридов из него удаляется примерно 30% хлор-иона, а при отмывке огарка – ещё около 80% от содержащегося в нём, т.е. в сумме более 50%. Это позволяет снизить соотношение Т:Ж при последующем выщелачивании благородных металлов из огарка с 1:4 до 1:2, уменьшая соответственно расход кислоты примерно вдвое и вдвое повышая концентрацию благородных металлов в растворе выщелачивания.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ МАГNETИТОВЫХ РУД

А.С. Опалев, В.В. Бирюков

e-mail: opalevAS@rambler.ru, birukov@goi.kolasc.net.ru, Россия, г.Апатиты
Учреждение Российской академии наук Горный институт Кольского научного
центра Российской академии наук (УРАН ГоИ КНЦ РАН)

Работа железорудных предприятий в условиях жесткой конкурентной среды диктует необходимость выпуска продукции различного качества и назначения, от рядовых концентратов для доменного производства до концентратов для процессов внедоменного получения стали и суперконцентратов с содержанием SiO₂ менее 0,3%. При этом выпуск подобной продукции необходимо осуществлять на фоне общей тенденции снижения качества добываемых руд при существенном повышении себестоимости их добычи.

Основным направлением решения данной проблемы является снижение себестоимости переработки руды за счет внедрения новых технологических процессов и обогатительных аппаратов и совершенствования на этой основе технологических схем переработки.

Поскольку до 60% энергозатрат в обогатительном переделе приходится на цикл дробления – измельчения, основным путем снижения себестоимости получения продукции заданного качества является внедрение технологических схем, предусматривающих стадийное выделение не только отвальных хвостов, но товарных концентратов в каждой стадии. Стадийное выделение готового концентрата по мере его образования позволяет 30% – 60% снизить себестоимость продукции.

Внедрение новых технологических схем сдерживается неспособностью существующего серийно выпускаемого обогатительного оборудования селективно разделять раскрытые рудные зерна и их сростки с порообразующими минералами. Выбор технологического оборудования невелик. Применение аппаратов с гравитационным принципом разделения ограничивается малой разностью коэффициентов равнопадаемости для полностью вскрытых зерен и сростков (для различного рода гидравлических сепараторов), или малой производительностью (для концентрационных столов и винтовых сепараторов). Внедрение колонной флотации ограничи-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

вается достаточно высокой стоимостью реагентов, невысокой эффективностью и повышенной экологической нагрузкой. Использование барабанной магнитной сепарации малопригодно по причине низкой селективности разделения рудных зерен и их сростков из-за близости их магнитных свойств.

Одним из путей решения проблемы селективного разделения минеральных комплексов с близкими физическими свойствами является внедрение аппаратов, работающих по комбинированному принципу разделения частиц в жидкостной суспензии при комплексном воздействии различных физических сил.

В Горном институте Кольского научного центра РАН разработан ряд магнитно-гравитационных аппаратов высокой производительности, способных селективно выделять ферромагнитные частицы любого желаемого качества. Принцип магнитно-гравитационной сепарации основан на эффекте формирования в закрученном псевдооживленном слое, состоящем из ферромагнитных частиц, при помещении его в однородное или слабоградиентное магнитное поле магнитно – стабилизированного оживленного слоя (magnetized stabilized fluidized beds – MSFB).

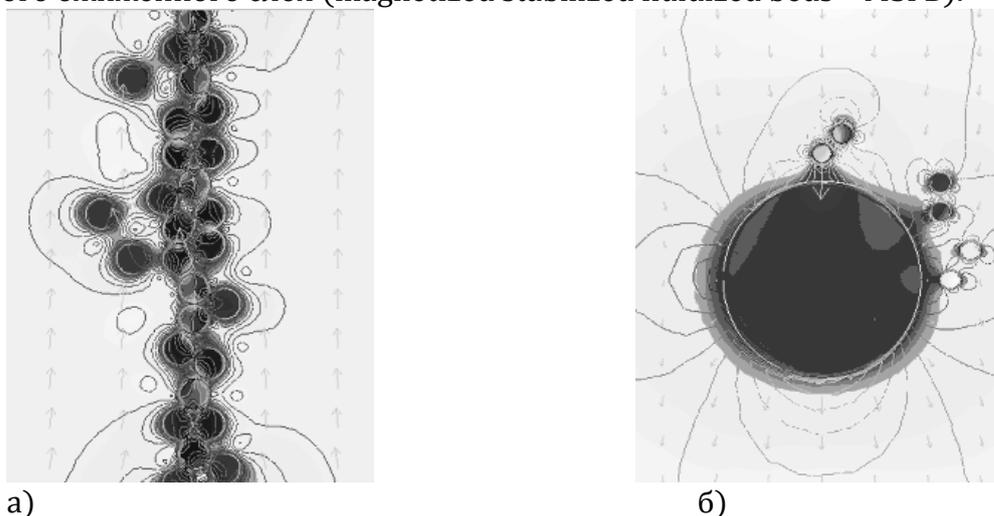


Рисунок 1 - Формирование вертикального ферромагнитного агрегат во внешнем магнитном поле (а), взаимодействие структурирующих и неструктурирующих частиц в суспензии (б)

При этом ферромагнитные частицы становятся магнитными диполями и образуют вертикально ориентированные агрегаты (рисунок 1а), выстраивающиеся вдоль магнитных силовых линий. Физические свойства (крупность, плотность и магнитная восприимчивость) частиц, структурирующих слой, зависят от напряженности внешнего магнитного поля и скорости фильтрации жидкости сквозь слой. При формировании агрегатов для структурирующих частиц фактор сопротивления снижается и резко повышается скорость начала гидротранспорта. Частицы иной крупности, плотности и магнитной восприимчивости не структурируют слой и остаются в межагрегатном пространстве (рисунок 1б). Фактор сопротивления и скорость гидротранспорта для них не изменяются и рассчитываются в соответствии с закономерностями псевдооживления. В условиях непрерывной подачи исходной суспензии и непрерывного вывода слива с неструктурирующими слой частицами наблюдается процесс постоянного роста ферромагнитных агрегатов на верхней

границе MSFB и их постоянного осаждения под действием гравитационной силы. В нижней части разделительного пространства наблюдается формирование слоя осажденных частиц агрегатов с малой порозностью, близкой к порозности зернистого слоя. Осажденные частицы выводятся в концентрат сепаратора в виде суспензии с высокой плотностью.

Таким образом при магнитно – гравитационном разделении на частицы суспензии комплексно воздействуют следующие силы:

1. Гравитационная массовая сила;
2. Гидродинамическая массовая сила со стороны потока жидкости;
3. Магнитные силы разной природы
 - а – магнитные межчастичные силы, индуцированные внешним магнитным полем, связывающие частицы в агрегаты. Применение однородного магнитного поля позволяет осуществить магнитную стабилизацию ожиженного слоя: (MSFB)
 - ✓ устранить каналы (области пониженного сопротивления слоя) и пузыри (области с пониженной концентрацией частиц);
 - ✓ выровнять вертикальные скорости фильтрации жидкости;
 - ✓ обеспечить селективность разделения частиц по магнитным и другим физическим свойствам,
 - б – магнитная массовая сила, действующая в направлении градиента напряженности магнитного поля (если есть). Применение градиентного магнитного поля предоставляет дополнительные возможности управления процессом разделения за счет перераспределения в объеме аппарата частиц с различными магнитными свойствами.
4. Центробежная массовая сила, появляющаяся вследствие закручивания водного потока, дает возможность управлять критической скоростью минимального псевдооживления, приводит к:
 - а – повышению плотности суспензии у стенок цилиндрического аппарата,
 - б – отклонению ферромагнитных агрегатов от вертикального направления по магнитным силовым линиям с сохранением вектора намагниченности структурирующих слой частиц по магнитному полю.

При использовании процесса магнитно – гравитационного разделения имеются следующие управляющие параметры:

- напряженность внешнего магнитного поля;
- градиент внешнего магнитного поля (по необходимости при использовании секционированных соленоидов);
- скорость фильтрации жидкости в слое;
- скорость закручивания жидкости при подаче.

Использование данного набора параметров, управляющих процессом разделения частиц в суспензии, позволяет применять магнитно – гравитационные сепараторы (рисунок 2) на различных участках технологических цепей обогатительных фабрик. На участках сгущения готовых концентратов магнитно – гравитационные аппараты позволяют снизить потери шламистого магнетита и повысить плотность пульпы, идущей на фильтрацию. Широкий диапазон значений управляющих параметров позволяет использовать эти аппараты в виде регулятора качества конечной продукции (стабилизация содержания железа в концентрате). Используя опреде-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ленный набор управляющих параметров появляется возможность получения высококачественных концентратов для процессов внедоменного получения стали и суперконцентратов с содержанием SiO_2 менее 0,3%.

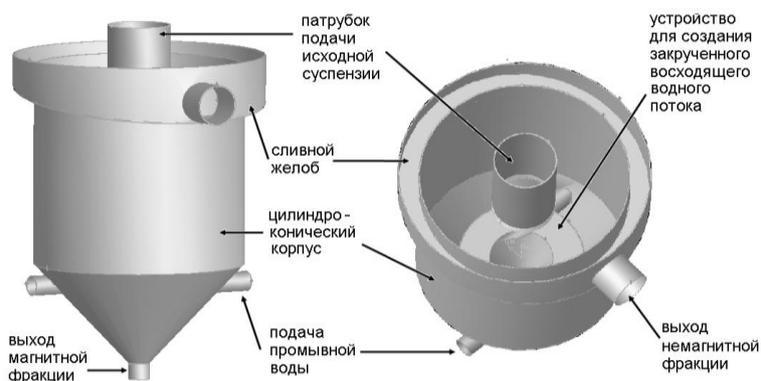


Рисунок 2 - Конструкция магнитно-гравитационного аппарата

Комбинация аппаратов магнитно – гравитационного разделения с операцией тонкого грохочения позволяет вплотную подойти к использованию принципа стадийного вывода готового концентрата по мере его образования, уменьшить потери тонкого магнетита с отвальными хвостами вследствие снижения до минимального значения переизмельчения продуктов и, в конечном счете, снизить энергозатраты в цикле измельчения на 35-50%.

Применение аппаратов магнитно – гравитационного разделения является весьма перспективным процессом разделения, пригодным в сочетании с операцией тонкого грохочения получать товарные концентраты уже с первых стадий обогащения, предопределяя таким образом сокращение фронта измельчения и сепарации в последующих стадиях. Возможность гибкого управления процессом разделения позволяет через АСУ оперативно реагировать на изменения вещественного состава перерабатываемых руд и, соответственно, решить проблему стабилизации качества производимых железорудных концентратов.

СОЗДАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРОИЗВОДСТВА ГУМАТОВ

А.В. Андреев

e-mail aandreemining@mail.ru, Россия, г. Владивосток

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Дальневосточный государственный технический университет (ДВПИ им.В.В. Куйбышева) (ДВГТУ)

Гуминовые кислоты (ГК) - это смесь высокомолекулярных оксикарбоновых ароматических кислот, различающихся по величине молекул, по содержанию функциональных (карбоксильных и метаксильных) групп и некоторым другим признакам.

Гуминовые кислоты и полученные на их основе биопрепараты, представляют интерес в практическом плане. Они могут использоваться при решении ряда экологических задач: нейтрализация и удаление вредных химических веществ из биосферы; производство экологически чистой продукции сельского хозяйства (растениеводства и животноводства); выполняют роль модификаторов структурно-функциональных свойств биологических мембран, а также для решения ряда других задач.

Из природных источников гуминовые кислоты извлекаются щелочными растворами, а затем осаждаются при подкислении раствора в виде аморфного темно-окрашенного вещества. К, Na и NH₄. Путем переосаждения и фракционирования получают гуминовые кислоты, которые различаются элементарным составом, степенью полимеризации и молекулярным весом.

В предыдущий период времени в лабораторных условиях испытывались образцы товарного угля Павловского и Смоляниновского месторождений.

В текущих исследованиях использовались образцы угля Смоляниновского месторождения, как получившие более высокие технологические показатели. Содержание гуматов в сухом готовом продукте после сушки экстракта, полученного из Павловских и Смоляниновских углей составило, соответственно, 46,7 и 62,5%.

Таким образом, извлекаемая ценность Смоляниновских углей выше, поэтому в дальнейшем сырьем для испытания служили только вышеуказанные угли.

Таблица 1 - Характеристика сырья и вспомогательных материалов

Наименование	ГОСТ, ОСТ,ТУ	Регламентируемые показатели
Уголь бурый, 1Б, 2Б	ТУ-12-16-2117-03-88	Крупность 0-1,0 мм, калорийность 8374-10467 мдж/кг, зольность- 35-45%, влага общая 30-34%, сера общая – 2,5-3,0%,
Калия гидроокись	ГОСТ 24363-80	Массовая доля гидроокиси калия – не более 84,5%, углекислого калия – <0,6%, сульфатов – <0,002%, хлоридов – <0,002%, кремниевой кислоты – <0,002%, общего азота – <0,0005%, тяжелых металлов – <0,0005%, фосфатов – <0,0002%, алюминия – <0,0001%, кальция – <0,004%,
Натр едкий технический	ГОСТ 2283-79	Внешний вид – чешуируванная масса белого цвета, допускается слабая окраска, Массовая доля едкого натра – >98,5%, Углекислого натрия – <0,8%, хлористого натрия – <0,05%, железа – <0,004%, окислов железа, алюминия, марганца – <0,02%, кремниевой кислоты – <0,02%, кальция и магния – <0,03%, хлорновато- кислый натрий – <0,01%, тяжелые металлы в пересчете на Pb – <0,002%, ртути – <0,0005%,
Вода дистиллированная	ГОСТ 6709-72	Осадок после выпаривания – <5 мг/л, Содержание хлоридов <0,02 мг/л, железа – <0,005 мг/л, кальция – <0,02 мг/л,

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Характеристика сырья и вспомогательных материалов представлена в таблице 1.

Особенностями производства гуматов является то, что экстракция углей тонкого помола в 5% щелочных растворах K, Na и NH₄ производится в течении длительного периода времени. Это может занимать от нескольких часов (4-8) до нескольких суток (3-5). При этом необходимо учитывать, температура водоугольной суспензии должна поддерживаться в пределах 60-80⁰ по Цельсию.

Поэтому целью настоящей работы является оптимизация параметров экстракции Смоляниновских углей с целью получения максимального извлечения гуминовых кислот в получаемый экстракт с минимизацией расхода энергоресурсов.

Лабораторные и испытания Смоляниновских углей проводилось по стандартной методике. Навеска угля 10 гр классом крупности 0-1 мм подвергалась экстракции в 5% растворе NaOH при температуре 72-78⁰ по Цельсию в течение 60 часов. Весовое соотношение твердой и жидкой фаз составляло 1:4. Для подтверждения результатов лабораторных испытаний использовалась опытная установка. Объемы одновременной экстракции углей составляли 3,5кг при емкости реактора 18 дм². Для подогрева пульпы использовалась электронагревательная установка мощностью 4 кВт.

Пробы отбирались каждые 4 часа в дневное время и через 8 часов в ночное. После экстракции полученная суспензия отфиговывалась на центрифуге для осаждения взвеси и проходила спектрографический анализ.

Интенсивное насыщение раствора осуществлялось в течение первых суток. Затем прирост насыщения раствора в течение остального времени эксперимента не столь значителен. Общие затраты электроэнергии на проведение эксперимента составили 732 кВт, при этом для получения гумата с содержанием 67,1% (в пересчете на сухой продукт) потребовалось 288 кВт электроэнергии, то прирост на 7,7% потребовал дополнительно 444 кВт.

Таким образом, экспериментальные работы показали, что экстракция Смоляниновских углей свыше 24 часов малоэффективна. Кроме того, возникает существенная необходимость в опытно-конструкторской разработке нового реактора, позволяющего работать в энергосберегающем режиме.

РАЦИОНАЛЬНАЯ И КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА РЕДКОМЕТАЛЛЬНО-ТИТАНОВЫХ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ – ОСНОВА ПОВЫШЕНИЯ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИХ ОСВОЕНИЯ

Е.Н.Левченко

Россия, г. Москва

Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов
(ФГУП ИМГРЭ)

Принципиально новые технологические решения для процессов переработки минерального сырья можно группировать по главным направлениям: геотехнологические, новые методы переработки руд, использование высокопроизводительного и высокоселективного технологического оборудования.

Большая глубина залегания продуктивных пластов и, соответственно, огромные затраты на вскрышные работы стали причиной отнесения ряда месторождений редкометалльных песков к категории непромышленных. Результаты технологических испытаний, проведенных на россыпях Тарского, Ордынского, Лукояновского месторождений, показали, что в процессе СГД на 40-60% снижается содержание глинистой составляющей в песках при улучшении качества добытого сырья и конечных продуктов технологической схемы. Внедрение метода СГД песков и повышение эффективности технологических схем с использованием нового оборудования (в частности – винтовых шлюзов, роторных магнитных сепараторов с высокой индукцией поля, пластинчатых электрических сепараторов) позволили повысить рентабельность переработки рудных песков. Особого внимания заслуживают ресурсы нетрадиционных элементов в редкометалльно-титановых россыпях, в том числе золота, редких (Hf, Nb, Ta, Sn, Sc, Cr), радиоактивных (Th, U) и редкоземельных элементов (Ce, La, Y, Yb и др.). Доля этих компонентов в реализации товарной продукции может составить 10-15%. Анализ химического состава рудных минералов россыпей позволяет заключить, что в продуктивных песках и рудных концентратах в повышенных количествах присутствуют редкие металлы и радиоактивные элементы. При оценке запасов россыпей рассматриваемых месторождений элементы-примеси в должной мере не изучались, за исключением россыпей Туганского месторождения.

Для большинства редкометалльно-титановых россыпей характерно наличие в песках мелкого и тонкого золота от первых миллиграммов до первых граммов на кубометр, что неоднократно отмечалось при исследовании этих руд на обогатимость.

Значимое содержание золота (более 0,1 г/т) присутствует в исходных рудных песках месторождений Центральное (Тамбовская обл.) и Бешпагирское (Ставропольский край), которые были изучены детально. Изучена морфология золота в титано-циркониевых россыпях и возможность его попутного извлечения при переработке рудных песков. Показана возможность при переработке рудных песков попутного выделения золотосодержащего продукта качеством до 145г/т золота, т. е. до 70 мг золота с каждой тонны перерабатываемых исходных песков, при извлечении 85-87% золота. При обогащении редкометалльно-титановых россыпей золото может внести свой вклад в извлекаемую ценность сырья только при попутном его извлечении с основными рудными компонентами.

Проведены минералого-технологические исследования глауконита, как попутного товарного продукта многоцелевого назначения. Глауконит рассматривается в качестве важного попутного компонента комплексных россыпей и может выделяться в самостоятельный промышленный концентрат. Изучение минерального состава и особенностей глауконита рудных песков Центрального месторождения позволило, наряду с товарными рудными концентратами, получить в качестве товарной продукции высоколиквидный глауконитовый концентрат и определить оптимальные области его использования. Благодаря своим специфическим свойствам (наличию красящих оксидов, способности к катионному обмену, смешанно-слоистой структуре), глауконит представляет собой ценное промышленное сырье различного назначения, главным образом, в качестве сорбента, компонента питательных сред, при производстве пигментов и минеральных удобрений пролонгиро-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ванного действия.

При переработке редкометалльно-титановых россыпей, кроме основных рудных концентратов, можно получать в виде попутной нерудной продукции кианит, силлиманит, ставролит, эпидот, гранат, кварц-полевошпатовые пески и породы вскрыши. Доля нерудной части составляет от 20% до 50% и определяется спектром попутной продукции.

Таблица 1 - Соотношение стоимости товарной продукции в общем балансе для редкометалльно-титановых россыпей России

Показатели	Месторождения						
	Центральное	Бешпагирское	Лукояновское	Туганское	Тарское	Георгиевское	Ордынское
Основные товарные концентраты	51,5	69,5	93,5	51,5	74,9	83,9	54,2
Попутные продукты	48,2	21,5	6,5	48,5	25,1	16,1	45,8

При использовании принципиально новых технологий переработки редкометалльно-титанового сырья с получением максимального спектра продукции, эффективность освоения месторождения повышается.

Список использованных источников

1. Кременецкий А.А., Левченко Е.Н., Усова Т.Ю. Роль технологии переработки минерального сырья на повышение эффективности ГРП и инвестиционной привлекательности редкометалльных объектов. //Разведка и охрана недр. 2004. № 11. С. 37-43.
2. Левченко Е.Н., Григорьева А.В., Башлыкова Т.В., Амосов Р.А. Исследование золотоносности титан-циркониевых песков России и возможности его попутного извлечения при переработке. Сб. Прикладная геохимия. Вып. 7. Кн. 1. Минералогия и геохимия. М.: ИМ-ГРЭ, 2005. С. 101-116.
3. Левченко Е.Н., Тигунов Л.П. Глауконит России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. Минеральное сырье. Серия геолого-экономическая, № 32. М.: ВИМС, 2011. 65 с.

**СЕКЦИЯ КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ
ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, ЭКОЛОГИЯ**

**СОЗДАНИЕ ИНФРАСТРУКТУРЫ ПРОСТРАНСТВЕННЫХ ДАННЫХ
ДЛЯ ФОРМИРОВАНИЯ СВОДНОГО КАДАСТРА ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ**

В.М. Ряховский, И.В. Лапин, А.В. Ряховский

e-mail: rwm@sgm.ru, Россия, г. Москва,

Учреждение Российской академии наук Государственный геологический музей
им. В.И. Вернадского РАН

Весьма актуальной проблемой в настоящее время является каталогизация существующих отходов с описанием их полезности и (или) токсичности. Большая часть районов, где открывались и впоследствии разрабатывались рудные и нерудные месторождения, практически полностью представляют собой поверхность занятую терриконами отходов. С одной стороны, из отходов сформированы новые месторождения, которые стали и становятся выгодными для разработки вследствие векового повышения цен на ряд металлов и неметаллов, а также вследствие развития инфраструктуры районов (понижение кондиций добычи минералов). С другой стороны, дальнейшая их разработка и проживание населения в данном районе становятся невозможными без ряда мероприятий по минимизации токсичности отходов. Таким образом, необходимой становится планомерная работа по учету и контролю за отходами, включая разработку мероприятий по их комплексному использованию и (или) консервации. Парадокс, но дальнейшее развитие промышленности, по крайней мере, частично должно уменьшить давление токсичной химии отходов на среду обитания. Неизбежно в частности, создание пусть неприбыльных, но очищающих жилую среду производств, тем более, что в техногенные отходы следует заносить и водные потоки, подвергшиеся загрязнению химическими элементами отходов. Собственно одним из следствий предлагаемой разработки, должны быть конкретные инновационные предложения и рекомендуемые местным органам власти мероприятия по утилизации тех или иных видов отходов.

Кадастр отходов необходим землепользователям для определений экономической целесообразности использования материалов отходов и их безопасности с точки зрения токсичности отходов.

Выделение из огромной массы отходов объектов, оцениваемых в качестве промышленно значимого минерального сырья, решает другие актуальные вопросы - какие отходы и сколько на исследуемой территории должны рассматриваться в качестве экологически нежелательных или опасных скоплений и возможные решения по их утилизации. В такую группу войдут значительные объемы отходов, которые по вещественному составу или физико-механическим свойствам являются кондиционным источником минерального строительного сырья, но в обозримой перспективе не найдут потребителя. Ими могут быть и рудосодержащие отходы, не

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

имеющие экологически безопасной технологии переработки и подлежащие изоляции от окружающей среды, и ряд других отходов, рассматриваемых в настоящее время в качестве потенциально полезных для народного хозяйства.

Региональные программы позволят составить аналогичную программу на федеральном уровне и попутно выявят вопросы, решение которых требует разработки дополнительных правовых и нормативно-методических документов в сфере обращения с отходами, создание новых технологий их переработки и т.д.

В заключение отметим, что администрация региона и владельцы предприятий-производителей отходов крайне заинтересованы в бесконфликтном развитии процесса: производство - отходы - окружающая среда, равновесие в котором определяется дальнейшей судьбой отходов.

Отсутствие средств у местного и федерального бюджета, слабое воздействие рычагов экономического стимулирования на собственников отходов, недостаточный контроль за выполнением соответствующих положений Законов " Об отходах ..." и " О недрах ..." со стороны территориальной администрации и природоохранных органов не позволяют в настоящее время активно проводить работы по нейтрализации вредного воздействия отходов.

Поскольку в сферу интересов коммерческих структур войдут в основном объекты, гарантирующие значительную прибыль, то предлагаемые рекомендации о целесообразности освоения конкретных металлосодержащих техногенных объектов уже на первом этапе настоящей работы могут способствовать привлечению требуемых инвестиций.

Отношение к горнопромышленным отходам в зарубежных развитых странах принципиально иное, чем в России. Даже сам термин "отходы" в специальной литературе используется редко. Вместо этого применяются такие понятия, как "техногенное" или "вторичное" сырье.

Если в России утилизации подвергается не более 20-25% ежегодного образования отходов, то за рубежом, в частности в США и Западной Европе, горнопромышленные отходы используются на 85-90% , чему способствуют дефицит и высокая стоимость земель, система санкций за загрязнение окружающей среды, отлаженный контроль за использованием земель и недр с применением космических средств наблюдения, а также система поощрительных платежей. Так, в США в 1993 г. доля вторичного сырья в производстве цветных металлов составила, %: меди 55, вольфрама 28, никеля 25. Подобная тенденция наблюдается в Канаде, Великобритании, ЮАР, Испании, Японии. В США и Западной Европе из отходов получают около 49% рафинированного свинца, 52% олова; в Японии - 85% алюминия и более 50% других цветных металлов; в Чехии и Словакии - до 100% олова. В Германии из отходов выплавляется до 70% черных металлов, 37 меди, 90 цинка; в Индии - до 60% цветных металлов.

Золы и шлаки по своей экологической опасности для здоровья людей занимают одно из ведущих мест среди других отходов. Легко переносимые в атмосфере золы практически всегда активны в своем воздействии на организм человека. В подавляющем большинстве золы и шлаки используются при производстве строительных материалов как материал для архитектурной планировки, а также в качестве адсорбентов, красителей и т. д. В России использование золы и шлаков в на-

роднохозяйственном производстве составляет 20% , США - 70-95 , Финляндии, Франции и Англии - 90-100 , а в целом в развитых западных странах утилизация зол и шлаков близка к 100%.

При создании инфраструктуры пространственных данных (ИПД) по техногенным отходам для сводного Кадастра необходимо привлекать достижения современных геоинформационных технологий – распределенные ГИС, представляющие собой распределенные базы данных, распределенные вычисления и стандарты взаимодействия открытых систем. Это позволит решить проблемы электронного обмена пространственными данными между порталами разной специализации, а также обеспечит массовый доступ к картографическим материалам, космо- и аэроснимкам, базам данных и пр. на основе современных информационно-коммуникационных технологий (Интернет).

Архитектура ИПД будет реализована в виде модулей – систем, отвечающих за различные операции с данными. Основные из них следующие: – система хранения представляет собой реестр данных, которые могут быть использованы для создания web-ресурсов и хранятся на разных серверах компании.

У системы хранения есть свой web-интерфейс, позволяющий получить сведения о расположении данных, минуя средства поиска; – система моделей позволяет хранить сведения о моделях данных слоёв, входящих в картографический банк данных; – система безопасности позволяет разграничивать доступ в рамках банка, как к выполнению серверных операций, так и к самим данным. При этом поддерживается как разграничение на уровне отдельных пользователей, так и создание специализированных групп; – система навигации позволяет сочетать обычные растровые изображения, картографические ресурсы и просто web-ссылки, создавая единую точку входа для разнотипных информационных систем в сети компании; – система поиска: при помещении в банк, данные должны быть сопровождены набором метаданных, по которым потом осуществляется поиск информации. Через web-интерфейс этой системы пользователи могут проводить следующие типы поиска данных: предметный, тематический, пространственный; – система построения карт представляет собой подпрограмму, которая формирует интерфейс пользователя для работы с картографической информацией через web. Сюда входят средства просмотра графической и табличной информации, средства построения и реализации пользовательских запросов.

Создание банков данных на основе ГИС-технологий базируется на их иерархической структуре и, соответственно, распределении различных видов информации по уровням иерархии.

Обеспечение интеграции и координации возможно с помощью архитектуры, которая перекрывает организационные границы между отдельными подразделениями, находящимися на разных иерархических уровнях. При этом информационная поддержка принятия решений в области бизнес-процессов в области переработки и утилизации отходов имеет следующие особенности:

- значительная информационная емкость материалов;
- высокая роль средств и способов визуализации результатов интерпретации и анализа (двухмерные и трехмерные способы визуализации);
- необходимость максимальной интеграции различных видов информации: минералого-геохимической, о полезности вовлечения в оборот добычи рудных и не-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

рудных компонентов нефтепромысловой и технико-экономической информации для снижения производственных рисков принимаемых решений;

– неизбежность рассмотрения большого количества вариантов решения поставленной задачи, что предопределено самой природой информации, характеризующей техногенные отходы.

СОРТИРОВКА И СЕПАРАЦИЯ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ ПРИЗНАКОВ

Л.П. Старчик

e-mail: starchiklp@mail.ru, Россия, г. Москва

Федеральное государственное учреждение Российский научный центр «Курчатовский институт» (ФГУ РНЦ «Курчатовский институт»)

Радиометрические методы обогащения полезных ископаемых позволяют разделить минеральные компоненты на основе информации о составе и свойствах горных пород и минералов, получаемой бесконтактным способом при использовании различных излучений. Радиометрические методы применяют для рудоподготовки и предварительного концентрирования, сортировки и сепарации, позволяют выделять полезную компоненту на основе новых признаков, не используемых в традиционных методах обогащения. Для сложных по составу видов сырья дают возможность распознавать и выделять технологические сорта руды. Информационные методы обогащения позволяют разделить компоненты, как на основе косвенных признаков, так и по главному технологическому показателю - содержанию ценного компонента в руде.

Для получения информации о составе и свойствах горных пород и минералов используют различные виды изучения, применяют его энергетическую и временную селекцию. Энергия и тип излучения определяют проникающую способность и представительность обнаружения. Для сортировки и сепарации используют проникающие ядерные и радиоволновые излучения, рентгеновские и оптические методы распознавания, обладающие высокой информативностью. Современные средства программного обеспечения и алгоритмы обработки информации дают возможность выделять большое число различных характеристик, что позволяет осуществлять очень тонкую настройку сепаратора и увеличивает распознавание разделяемых компонентов. Большие возможности в люминесцентной сепарации для распознавания минеральных компонентов дает амплитудно - временная селекция импульсов. Для изменения физических характеристик минералов при обогащении минерального сырья оптическим методом может быть использовано радиационное воздействие излучения высокой энергии. На основе информационных признаков возможно распознавание материалов любой крупности - вплоть до наночастиц.

Ядерно-физические методы распознавания основаны на измерении энергии и интенсивности вторичного излучения, возникающего после облучения пробы. Детекторы высокого разрешения позволяют с высокой селективностью и чувствительностью с помощью программных средств выделять излучение анализируемых

элементов. Энергия и тип излучения определяет его проникающую способность. Большая проникающая способность нейтронного и γ -излучения обеспечивает ядерным методам значительную глубинность анализа и представительность контроля. Для распознавания минерального сырья могут быть использованы не только селективные методы, но и простые методы, основанные на поглощении и рассеянии излучения. Для этого необходимо, чтобы интенсивность аналитического признака благодаря высокому содержанию анализируемого элемента или большому сечению взаимодействия первичного излучения с одним из компонентов была определяющей.

Обнаружение содержания элементов с большими и с малыми атомными номерами производится по рассеянию и поглощению гамма-излучению. Наличие в спектре источника мягкого и жесткого γ -излучения позволяет осуществить комплексирование методов распознавания и коррекции размеров куска.

Для обнаружения малых содержаний элементов и сложных по составу сред необходимо пользоваться методами, основанными как на селективных взаимодействиях излучения с веществом, так и на применении детекторов, чувствительных к энергии, позволяющих избирательно выделять излучение анализируемых элементов. Для этих целей используют пропорциональные, сцинтилляционные и полупроводниковые детекторы – ППД. Разрешение полупроводниковых детекторов примерно на два порядка больше, чем в сцинтилляционных, хотя у последних много выше эффективность регистрации. Необходимость применения криогенных температур для ППД может быть устранена при использовании детекторов из TeCd с термоэлектрическими холодильниками и предварительной обработкой импульсов по форме. Особенно эффективно применение ППД в рентгеновском диапазоне энергий. Основным достоинством этих детекторов являются: высокая разрешающая способность, обеспечивающая разделение основных рентгеновских линий элементов, и высокая эффективность, позволяющая во многих случаях применять простые и маломощные источники возбуждения спектров.

Система регистрации излучений на основе сцинтиллятор – фотодиод - операционный усилитель позволяет уменьшить габариты детекторов, отказаться от высокого напряжения и повысить надежность в работе.

Применению поглощения и рассеяния нейтронов для распознавания горных пород благоприятствует то обстоятельство, что некоторые элементы имеют высокое сечения активации и захвата тепловых нейтронов. Основные породобразующие элементы, как правило, имеют низкое сечение захвата нейтронов, не превосходящее десятые доли барн. Новые возможности для нейтронных методов обнаружения открывает использование резонансного поглощения нейтронов, позволяющего улучшить селективность определения при сохранении большой представительности опробования. Различие в энергии резонансов при малой их ширине создает предпосылки для селективного определения элементов, а многократное увеличение сечения захвата нейтронов – для улучшения чувствительности определения. Простота и доступность получения нейтронов за счет ядерных реакций в радионуклидных источниках, а также с помощью ядерной реакции (d,T) в ускорительных трубках низкого напряжения, позволяет широко использовать нейтронные методы для контроля, сортировки и сепарации минерального сырья.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Отсутствие специальных требований по подготовке вещества при его распознавании ядерно-физическими методами дает возможность дистанционного анализа, определения через промежуточные среды и конструкционные материалы, измерения через транспортерные ленты и стенки бункеров, определение элементов в пульпах, распознавания в движении, что упрощает технологию контроля, сортировки и сепарации.

Прогресс в создании средств регистрации излучений, применение современных методов обработки информации позволяет унифицировать и упростить аппаратуру и устройства для сепарации и сортировки руд, а также использовать унифицированные модули для технологического контроля процессов обогащения. В унифицированные блоки выделены датчики, определяющие различные физические свойства минерального сырья, связанные с его качественными характеристиками; средства обработки, регистрации и передачи информации; исполнительные механизмы с устройствами управления. Эти модули могут также использовать традиционную надежную технику горного производства и ленточные конвейеры, оснащенные приставными датчиками для распознавания материала и исполнительными механизмами.

Применение радиометрических методов обогащения минерального сырья на основе информационных признаков не только экономически целесообразно, но также позволяет уменьшить загрязнения окружающей среды, способствует созданию сухой технологии обогащения полезных ископаемых.

ОБОСНОВАНИЕ ПУТЕЙ РАЗВИТИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ МЕТАЛЛОВ И СНИЖЕНИЯ ТЕХНОГЕННОЙ НАГРУЗКИ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

*А.А. Зубков, З.М. Шулина, А.Е. Воробьев**

e-mail: trbusiness7@mail.ru. Россия, г. Москва, Общество с ограниченной ответственностью «Экомет Плюс» (ООО «Экомет Плюс»)

*e-mail: fogel_al@mail.ru. Россия, г. Москва

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Российский университет дружбы народов» (ГОУ ВПО РУДН)

Отсутствие высокоэффективных ресурсосберегающих технологий переработки труднообогатимого минерального сырья отрицательно сказывается не только на экономике производств, но и на экологии регионов их размещения.

Весьма актуален вопрос переработки окисленных медных (особенно содержащих хризоколлу) и висмутовых руд.

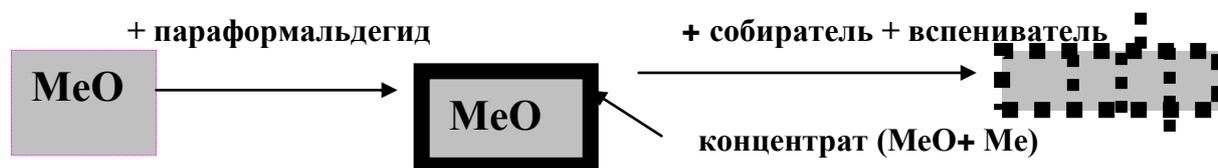
Важной проблемой является также утилизация и очистка промышленных сточных вод, обогащенными ценными металлами, которые являются мощным источником загрязнения окружающей среды.

Для повышения эффективности переработки труднообогатимых руд была реализована идея изменения структуры поверхности окисленных минералов или минеральных комплексов (природных или техногенных), которая способна легко

взаимодействовать с широко распространенными флотационными реагентами.

Такой благоприятной для флотации поверхностью является металлическая, т.к. флотированность меди и висмута хорошо изучена и достаточно высока при использовании широко распространенных в практике флотации ксантогенатов и других реагентов.

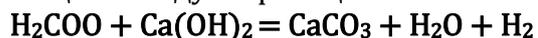
Изменение структуры, т.е. перевод окисленной поверхности минералов меди и висмута в металлическую, проводился в «мягких» условиях непосредственно в пульпе с использованием реагента-восстановителя формальдегида. Процесс восстановления окисленных минералов меди осуществляется водородом, выделяющимся в результате окисления формальдегида по реакции: $\text{CH}_2\text{O} + \text{H}_2\text{O} = \text{HCOO}^- + 3\text{H}^+ + 2\text{e}^-$. Схематично этапы процесса обогащения окисленных минералов с предварительной металлизацией поверхности можно изобразить так:



Проведенные промышленные испытания обогащения окисленных медных и висмутовых руд по рекомендованной нами технологии показали высокие технологические показатели по сравнению с действующей на предприятии.

Очистка сточных вод, содержащих тиокомплексы серебра, основывалась на том же принципе – перевод тиокомплексов серебра в металлическое с использованием параформальдегида в щелочной среде, создаваемой известью, и последующей флотацией металла.

Важно отметить, что использование параформальдегида при переработке окисленных руд или переработке металлоносных растворов не нарушает экологию. Значительным преимуществом использования известковой среды является перевод муравьиной кислоты, образующейся в процессе окисления формальдегида, в карбонат кальция и воду по реакции:



Утилизация промывных и сточных вод кинокопировальных предприятий позволила получить металлическое серебро, товарный ферроцианидный сорбент, тиосульфат бария и очищенную воду.

При очистке сточных вод, содержащих ртуть, использован метод получения гидрофобных осадков с каптаксом (меркаптобензотиозолом) с последующим флотационным извлечением только с одним вспенивателем. Метод отличается глубокой очисткой вод от ртути и регенерацией собирателя, получением сернистой ртути высокой чистоты.

Нами обоснован технико-экономический и экологический подход повышения комплексного использования минерального сырья, основанного на получении черновых концентратов, направляемых на переработку гидрометаллургическим методом по схеме «черновой коллективный концентрат – все металлы в раствор – селективно из раствора».

Черновой концентрат предлагается перерабатывать в автоклаве нового поколения (геоавтоклаве), отличающемся от традиционных высокой производительностью

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

стью, малыми капитальными и эксплуатационными затратами. Этот принцип дает возможность повысить на 10-15 % извлечение основного металла при переработке труднообогатимых руд и извлекать ряд сопутствующих металлов, а также железо в виде металлического порошка или железосодержащего пигмента.

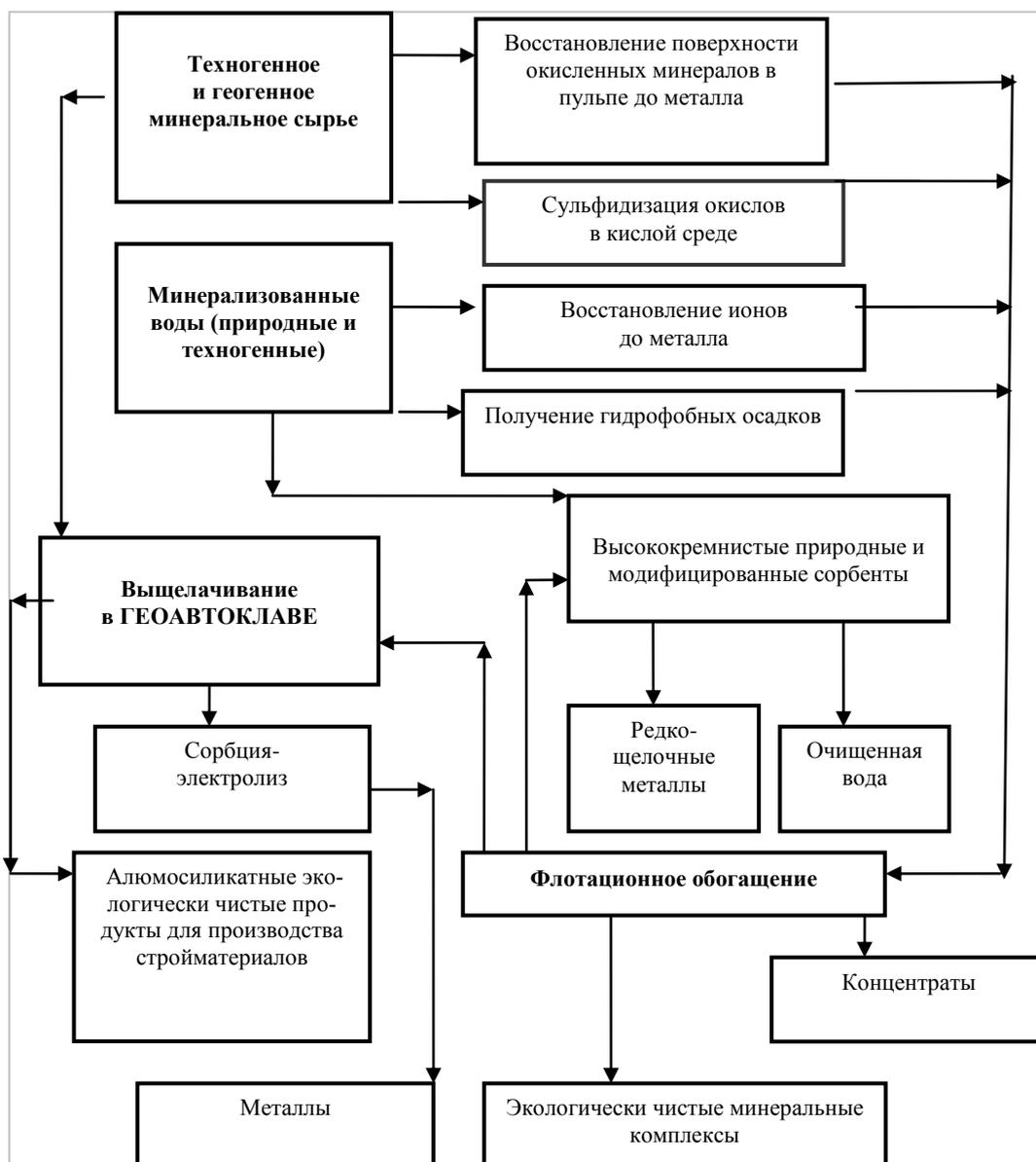


Рисунок - Принципиальная схема методов и технологических приемов решения экологических и сырьевых проблем на основе разработанной концепции

Следует отметить, что при получении высококачественных концентратов и пирометаллургической их переработке, как это принято на большинстве предприятий, основная часть сопутствующих редких и рассеянных элементов теряется, а железо полностью.

Технико-экономическими расчетами доказано, что расходы на переработку

черновых концентратов, несмотря на большой их объем, полностью перекрываются прибылью, полученной за счет дополнительного извлечения основного металла. При учете же стоимости полученных железосодержащих компонентов и попутно извлеченных редких и рассеянных элементов экономические показатели переработки сырья по предлагаемой технологии резко возрастают.

Значительный вклад в решение проблемы извлечения ценных компонентов из природных и технологических растворов может быть внесен за счет использования высококремнистых природных сорбентов, которые имеют несколько меньшую емкость по сравнению с синтетическими, но их стоимость в десятки раз ниже. Предварительное модифицирование природных сорбентов в некоторых случаях значительно повышают их сорбционную емкость и расширяет область их использования.

Принципиальная схема методов и технологических приемов решения экологических и сырьевых проблем на основе разработанной концепции приведена на рисунке. Высокое извлечение основных металлов и сопутствующих ценных элементов с использованием природных сорбентов при переработке природных и техногенных растворов позволяет решить проблему ресурсосбережения многих цветных, редких и рассеянных металлов и значительно снизить загрязнение окружающей среды. Основные разработанные технологические приемы по переработке труднообогатимого минерального сырья (руд и металллоносных растворов) успешно прошли испытания в производственных условиях и защищены авторскими свидетельствами.

Таким образом, разработанные технологии переработки труднообогатимых окисленных руд меди, висмута и утилизация металллоносных растворов в частности, и предлагаемая общая концепция комплексного использования минеральных ресурсов дают основание планировать улучшение ситуации получения многих металлов и снижения экологической нагрузки в промышленных регионах страны.

**ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ В РЕШЕНИИ
ЭКОЛОГИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ЗАДАЧ
ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА***

С.И. Мазухина, Д.В. Макаров, В.А. Маслобоев

e-mail: mazukhina@iner.ksc.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Институт проблем промышленной экологии
Севера Кольского научного центра РАН (УРАН ИППЭС КНЦ РАН)

В настоящее время проблема влияния складированных отходов горнорудной промышленности на окружающую среду, в первую очередь, на гидросферу, связанная с процессами, происходящими в пределах техногенных объектов, а также во взаимодействующих с отстойниками реках, подземных водах, почвах и т.д., является очень актуальной. Ее решение требует применения современных методов исследо-

* Работа выполнена при поддержке РФФИ (проект №10-05-98805р_север_а) и гранта Президента РФ «Научная школа академика В.А. Чантурия» НШ-3184.2010.5.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ваний, одним из которых является программный комплекс (ПК) «Селектор» – программное обеспечение нового поколения средств компьютерной имитации и моделирования равновесных и неравновесных физико-химических процессов в геохимии, технологии и экологии. Данный ПК позволяет осуществить постановку и решение нового класса задач. К таким задачам термодинамического моделирования в формулировке выпуклого программирования относятся: построение моделей на основе минимизации канонических термодинамических потенциалов, эволюционная динамика многорезервуарных мегасистем в координатах пространства и времени, проблема неопределенности исходных данных и т.д.

В настоящей работе рассмотрены примеры успешного применения ПК «Селектор» для решения экологических и технологических задач по трем направлениям:

- ✓ исследование условий формирования природных вод (на примере Хибинского щелочного массива);
- ✓ оценка влияния отходов горнопромышленного комплекса (хвостов обогащения апатит-нефелиновых руд) на окружающую среду (водные объекты);
- ✓ обоснование использования искусственных геохимических барьеров для очистки природных и сточных вод и доизвлечения цветных металлов.

Исследование условий формирования природных вод Хибинского щелочного массива. Уникальная особенность Хибинского массива заключается в богатстве комплексных месторождений и в том, что он, возвышаясь почти на 1000 м над окружающей его холмистой равниной, является естественным препятствием на пути воздушных масс. Таким образом, Хибинины являются мощным конденсатором влаги, как источника формирования поверхностных и подземных вод. Моделирование условий формирования природных вод в пределах Хибинского массива показало, что эволюция химического состава вод взаимодействующих с породами, содержащими кларковые концентрации фтора, хлора, углерода и серы, приводит к увеличению натрий-углекисло-хлоридно-сульфатной составляющих раствора. Полученные составы модельных растворов свидетельствуют о том, что формирование поверхностных и подземных вод Хибинского массива в целом происходит в рамках рассмотренной системы без привлечения гипотетического внешнего источника. Исследование систем раствор – органическое вещество (ОВ), с учетом особенностей Хибинского массива, породы которого содержат ОВ, объяснило формирование гидрокарбонатных вод, присущих данному массиву.

Применение резервуарной динамики позволило изучить распределение элементов в пространстве. Показано, что на глубинах более 100 м, создаются восстановительные условия, способствующие переходу в раствор алюминия, железа, марганца и других поливалентных элементов. Эти процессы приводят к резкому повышению щелочности. Поскольку все распространенные в коренных породах и четвертичных отложениях воды образуют взаимосвязанные водоносные горизонты, эксплуатация водоносных скважин может привести к подосу некондиционных вод.

Геоэкологическая оценка и прогноз влияния хвостов обогащения апатит-нефелиновых руд на окружающую среду. Методом четырехрезервуарной динамики исследованы гипергенные процессы в хвостах обогащения. Управляющим параметром являлся раствор, сформировавшийся в результате взаимодействия минералы хвостов – атмосферные воды. Установлено, что новообразованные фазы представ-

лены слюдами (лепидомелан и либнерит), а также аморфным кремнеземом, оксидами титана, марганца и гетитом.

Показано, что наличие в составе хвостов обогащения ОВ, способствует формированию восстановительных условий, образованию метастабильных соединений (органок комплексов), существенным образом влияющих на физико-химическое взаимодействие в системах водный раствор – углерод, участвующих в процессах растворения, переноса и отложения петрогенных элементов (кальция, магния, натрия). Процессы гипергенеза под действием вод, содержащих высокие концентрации кальция, магния, натрия, фтора, хлора, органок комплексы, приводят к изменению минерального и химического состава хвостохранилищ.

Влияние стоков горнопромышленного комплекса исследовано на двух озерах Б. Вудъявр и Имандра (губа Белая), которые стали загрязняться с 30-х годов прошлого века. Для этого разработана модель системы «стоки – озеро», где стоки являются управляющим параметром. Применение модели позволило рассчитать состав стоков, поступающих в оз. Большой Вудъявр, реконструировать гидрохимическую обстановку, сложившуюся во время экологической катастрофы в озерно-речной системе оз. Большой Вудъявр – р. Юкспорйок в конце 30-х годов прошлого века.

Основной вывод: гидрохимический состав вод сам по себе не позволяет однозначно оценить количество поступающих стоков и следствие их воздействия на всю систему в целом. Стоки, поступавшие с 30-х годов, изменили соотношение основных катионов, что сказалось на составе гидробионтов.

Современные мониторинговые исследования состояния губы Белая (оз. Имандра) убедительно доказывают, что в результате воздействия стоков апатитового производства в водной среде происходит увеличение концентраций натрия, калия, хлора, фтора, сульфат-иона, кремнекислоты и значений рН.

Установлен химический и минеральный состав взвесей, т.е. насыщенность вод относительно кальция, натрия, калия, железа, фосфора и алюминия. Стоки апатитового производства способствуют трансформации вод губы Белая (оз. Имандра) из гидрокарбонатного класса в класс сульфатов техногенной природы.

Термодинамическим моделированием показано, что восстановительные условия создаются как в поверхностных, так и в подземных водах. Большое содержание в них ОВ может приводить к заморам в водных экосистемах в зимнее время.

Искусственные геохимические барьеры для очистки природных и сточных вод и доизвлечения цветных металлов. Развитие данного направления позволит целенаправленно формировать техногенные руды цветных металлов с одновременным снижением нагрузки на окружающую среду.

Поиск оптимальных технологических решений, обеспечивающих интенсификацию процессов фильтрации растворов и осаждения металлов, снижение градиентов содержаний металлов по толщине слоя барьера, получение селективных концентратов цветных металлов предполагает сочетание физико-химического моделирования с лабораторными и укрупненными испытаниями.

Методом резервуарной динамики исследовано взаимодействие геохимического барьера, состоящего из серпентина и карбонатов (кальцита и доломита) с растворами сульфатов никеля и меди в относительных единицах времени. Модели позволили прогнозировать поведение барьеров при длительном взаимодействии с

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

растворами. В частности, показана зональность по толщине слоя геохимического барьера в распределении исходных и новообразованных минеральных фаз и содержании металлов, установлены закономерности изменений остаточных концентраций цветных металлов в растворах. Определены условия насыщения барьеров, связанные с полным исчезновением исходных минералов. Образование никель- и медьсодержащих минералов (хлоритоподобных фаз, основных сульфатов), предсказанное моделями, диагностировано методами рентгенофазового и термогравиметрического анализов в лабораторных экспериментах.

При переработке многокомпонентных растворов выщелачивания, очистке шахтных и подотвальных вод целесообразны схемы, позволяющие выделить селективные металлсодержащие продукты для последующей утилизации в металлургических переделах.

Так, наиболее распространенным способом извлечения меди из слабо концентрированных сульфатных растворов при переработке отходов и руд маломощных месторождений кучным и подземным выщелачиванием является цементация на железе. Нами смоделированы цементация меди и другие возможные процессы в системе железо – CuSO_4 в различных условиях. Рассмотрены равновесные модели и взаимодействие в динамических условиях.

Показано, что в равновесной системе железо – CuSO_4 увеличение степени взаимодействия с атмосферой будет отрицательно сказываться на извлечении меди в металлическую фазу.

Растворенный кислород, являясь сильным окислителем, приводит как к растворению меди, так и к коррозии железа с образованием ионов Fe^{2+} и Fe^{3+} . Ионы трехвалентного железа также снижают извлечение меди и способствуют коррозии железа. Моделированием обоснована целесообразность экспериментальной проверки и сопоставления результатов извлечения меди при наличии и отсутствии в растворе кислорода.

Ранее нами было показано, что присутствие железа (II) в металлсодержащих сульфатных растворах негативно сказывается на эффективности использования искусственных геохимических барьеров для осаждения цветных металлов. Это связано с пассивацией поверхности минералов, конкурирующими процессами ионного обмена, процессом гидролиза, снижающего pH и ухудшением фильтрационных характеристик барьера. Поэтому при реализации физико-химических геотехнологий целесообразно предусматривать процесс селективного окисления и осаждения ионов Fe^{2+} . В этой связи разработана модель взаимодействия сульфатных растворов, содержащих железо и никель с термоактивированным карбонатитом в статическом режиме.

При моделировании изменяли концентрации металлов в растворе, соотношение карбонатит – раствор, степень открытости системы к атмосфере. В результате определены оптимальные условия селективного осаждения железа в виде оксидных и гидроксидных фаз. Лабораторные эксперименты показали эффективность предложенного метода.

ИЗУЧЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА*

Е.А. Кириллова, Л.Г. Шумская, Т.С. Юсупов

e-mail: yusupov@igm.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск

Учреждение российской академии наук Институт геологии и минералогии
им. В.С. Соболева Сибирского отделения РАН (УРАН ИГМ СО РАН)

Твердые отходы обогатительных фабрик и горно-металлургических комбинатов часто по содержанию цветных металлов в значительной степени могут служить сырьевой базой для извлечения ценных компонентов, представляя вторичное техногенное сырье. Основными причинами трудности переработки твердых отходов является сложность состава и различия по качеству сырья, что требует разработки нетрадиционных и дорогостоящих технологий с большими капиталовложениями.

Для комплексного извлечения ценных компонентов из подобного сырья необходимо совершенствование комбинированных процессов, сочетающих гравитацию, магнитную сепарацию, флотацию, гидрометаллургию и др. Одним из таких объектов, из которых можно дополнительно извлекать цветные и благородные металлы является клинкер цинковых заводов – продукт высокотемпературного восстановительного процесса вельцевания окисленного цинкового сырья. Клинкер с относительно высоким содержанием меди перерабатывается в шахтных печах медеплавильных заводов, а относительно бедные по содержанию Zn и Cu клинкеры (1-2 %) требуют дополнительного обогащения. Из клинкеров с низким содержанием Cu (менее 0.5-1.0 %) выделяется только углерод (кокстик), остальной продукт практически не используется.

Эффективность обогащения клинкера существенно зависит от длительности его хранения в отвалах. По данным минералогического анализа клинкерный продукт из отвалов содержит значительное количество сильно изменившихся, окисленных карбонатизированных, сульфатизированных первичных сульфидов Cu, Zn и Pb, встречаются сульфиды, представляющие собой сплав сложного состава (типа штейна). По сравнению со свежим клинкером продукт из отвала содержит меньше меди, серы и благородных металлов и больше окисленных соединений, образовавшихся в процессе выветривания, что предопределяет трудности его обогащения. В нем обычно не устанавливается углерод.

Исследования проводились на пробе отвального клинкера Беловского цинкового завода (Кемеровская область) с содержанием Cu – 1.34 %, Zn – 2.46 %, Fe – 18.89 %, концентрация Au составляла 2.15 г/т, Ag -169 г/т. Отличительной особенностью состава пробы является повышенное содержание Zn и меньшее, чем обычное присутствие, серы. Данными рентгенофазового анализа наличие сульфидов не отмечается. В исходном образце присутствуют Fe-содержащие фазы: лепидокрокит γ -FeO(OH); магнетит $FeFe_2O_4$; гетит α -FeOOH, а также кремнеземистые компоненты: кристобалит, кварц, аморфный кремнезем. Вследствие небольшого содержания Cu и

* Работа выполнена в рамках соглашения о фундаментальных научных исследованиях с департаментом образования и науки Кемеровской области

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Zn их проявления связаны с рефлексами весьма небольшой интенсивности, отнесенных к куприту Cu_2O и Zn – металлическому.

Исходная проба подвергалась дроблению в щековой дробилке ДЛЩ 80 x 150 до крупности -2 мм, а измельчение до класса -0.2 мм осуществлялось в стержневой мельнице в воздушной среде, с последующим рассевом на классы -0.2 +0.1 мм; -0.1 +0.02 мм и -0.02 мм.

По данным химического анализа с уменьшением крупности измельченного продукта содержание в нем полезных элементов возрастает. В наибольшей степени они сконцентрированы в шламовой фракции -0.02 мм, содержание, например, Au и Ag увеличилось почти в 3 раза, но при сравнительно небольшом выходе этого класса. Во фракции -0.2 +0.1 мм содержание Cu, Zn, Fe, Au, Ag меньше, чем в исходном образце, поэтому имея самый большой выход, извлечение элементов сравнимо с классом крупности -0.1 +0.02 мм.

Изучение предусматривало возможность обогащения клинкера с целью комплексного извлечения таких ценных компонентов как Cu, Zn, благородные металлы, Fe, а также кремнезема и углерода в виде коксика. После измельчения пробы до -0.2 мм и последующего отсева, наиболее тонкая фракция -20 мкм была выделена в отдельный продукт, поскольку содержание благородных металлов в ней увеличилось в 2-2.5 раза (5.7 г/т Au и 385 г/т Ag), содержание Cu и Zn повысилось до 2.36 % и 3.74 % соответственно.

Обогащенный ценными компонентами продукт фракции -0.02 мм, кроме использования в металлургии, может быть направлен на обогащение гравитационными и центробежными методами с целью повышения содержания благородных металлов с последующей передачей концентратов золотоперерабатывающим предприятиям.

Изучена эффективность магнитного обогащения – метода наиболее широко применяемого при переработке клинкера. В зависимости от крупности исходного продукта получены магнитные концентраты состава, % - Cu – 2.80-2.85; Zn – 5.28-6.0; Fe_2O_3 – 69.11-71.41; Au – 2.8-2.9 г/т; Ag – 155-199 г/т.

Концентраты гравитационного обогащения (тяжелые продукты), полученные из клинкера после удаления магнитной фракции, по составу близки к магнитным концентратам и включены в состав коллективного концентрата для металлургической переработки. Самый легкий продукт гравитационного разделения представляет собой углеродное вещество (коксик) с содержанием C около 50% при выходе 15-20 %.

Флотационное обогащение позволяет повысить содержание Cu в концентрате (пенный продукт) в 3 раза и довести этот показатель до 4.19 %, но Zn при этом в большей мере концентрируется в камерном продукте. Поэтому целесообразность использования флотации будет определяться технологическими возможностями отдельной переработки Cu и Zn концентратов, экономической рентабельностью и экологическими сложностями флотационного метода (токсичные реагенты, очистка вод для повторного использования, эксплуатации хвостохранилища и другие). Основными продуктами, получаемыми по разработанной нами схеме (рисунок) обогащения, являются:

- ✓ углеродный концентрат (коксик), используемый повторно в металлургии цветных металлов;
- ✓ коллективный концентрат цветных и благородных металлов, состоящий из магнитных и немагнитных продуктов и тяжелой фракции гравитационного разделения, а также тонкого исходного продукта крупностью –20 мкм.



Рисунок – Схема обогащения клинкера

Выход коллективного концентрата составляет 32.54 % от исходного, основными компонентами являются, % - Fe_2O_3 - 44.56; Cu - 2.72; Zn - 5.50; Au - 3.48 г/т; Ag - 291.2 г/т.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА СУЛЬФИДНЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

Н.В. Фомченко, М.И. Муравьев

e-mail: maxmuravyov@gmail.com, Россия, г. Москва

Учреждение Российской академии наук Институт микробиологии
им. С.Н. Виноградского РАН (ИНМИ РАН)

Извлечение цветных и благородных металлов из колчеданных руд, концентратов и техногенных отходов представляет сложную проблему, вследствие того, что

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

большая часть сульфидных минералов находится в минеральных ассоциациях, образуя их взаимные сростания. Поэтому даже при тонком измельчении часть ценных металлов может теряться с хвостами обогащения.

Традиционными способами переработки концентратов цветных металлов являются пирометаллургические, включающие обжиг и плавку. При обжиге в атмосфере выбрасывается диоксид серы, а при плавке – пыли и углекислый газ.

подавляющая часть меди в мире производится с применением плавки медных концентратов. При этом основными образующимися твердыми отходами являются медеплавильные шлаки и продукты их переработки.

На территории России накоплено около 550 млн. тонн шлаков предприятий цветной металлургии. Только медеплавильными заводами Уральской горно-металлургической компании в год производится более 1.5 млн. тонн отвальных шлаков, включая отходы обогащения конвертерных шлаков. Под складирование шлаков и продуктов их переработки выведены из землепользования значительные площади. При этом вокруг шлакоотвалов распространяются потоки токсичных металлов.

Шлаки являются потенциальным источником для получения цветных металлов, содержание которых часто превышает их содержание в перерабатываемых рудах. После удаления цветных металлов шлаки или хвосты их обогащения могут быть использованы для производства строительных материалов или применяться для отсыпки железнодорожного полотна и обочин автодорог.

Биовыщелачивание (биоокисление) сульфидных концентратов и промпродуктов может являться экологически чистой и эффективной альтернативой традиционным пирометаллургическим процессам. При этом возможно также значительное снижение затрат на процессы обогащения сульфидных руд, т.к. биовыщелачивание можно проводить на некондиционном сульфидном сырье, таком, как промпродукты и коллективные сульфидные концентраты.

Основным недостатком известных биогидрометаллургических технологий является их низкая скорость, когда процесс выщелачивания металлов длится несколько суток (5–10). Поэтому его интенсификация является наиболее актуальной задачей.

Решение этой задачи заключается как в поиске новых перспективных сообществ микроорганизмов, так и в разработке новых технологических приемов.

Один из подходов к интенсификации процессов выщелачивания цветных металлов состоит в том, что сульфидные минералы могут окисляться в кислой среде ионами Fe^{3+} , которые восстанавливаются до Fe^{2+} .

Окисление ионов Fe^{2+} до Fe^{3+} осуществляется микроорганизмами в отдельном цикле.

Испанскими исследователями предложена технология BRISA – получения меди из сульфидов, которая испытана на концентратах вторичных сульфидов меди (ковеллин и халькозин) и халькопирита. При этом получено извлечение меди свыше 90% за 8–10 часов.

В Австралии проведены испытания по выщелачиванию медных руд. Установка для высокотемпературного выщелачивания при атмосферном давлении и температуре 85°C с помощью сульфата трехвалентного железа (концентрация Fe^{3+} 20 г/л)

была разработана для руд, представленных в основном халькозином (73.4%) и борнитом (15.6%). Содержание меди в исходной руде варьировалось от 5.9 до 7.4%. Извлечение меди – 93% за 24 часа, однако 86% было выщелочено уже за 6 часов. Выщелачивающий раствор регенерировался в отдельном узле с помощью смешанной культуры бактерий, адаптированных к сильноокислым условиям, ионам меди (до 10 г/л) и железу (до 20 г/л).

Недостатком этой технологии являлось то, что в ней не использовалась важнейшая способность применяемых бактерий окислять не только железо, но и элементную серу до серной кислоты.

Нами был предложен новый вариант двухстадийного бактериально-химического выщелачивания медно-цинкового концентрата, содержащего 15.25% цинка в виде сфалерита и 1.5% меди в виде халькопирита. Выщелачивание проводили в непрерывном режиме. При этом на первой стадии проходило химическое выщелачивание твердой фазы раствором трехвалентного железа (~10 г/л) при температуре 70°C и плотности пульпы 33%. В данном процессе осуществлялась непрерывная рециркуляция жидкости между первой и второй стадиями, а на второй стадии использовалась мезофильная культура при 30 °C.

За 24 часа выщелачивания было достигнуто 92.0% и 62.0% извлечения цинка и меди соответственно. Кроме того, в данном промпродукте содержалось 4 г/т золота, которое цианированием извлекалось на 95% из осадков (кеков) биоокисления, полученных в биореакторе. Следует отметить, что традиционный одностадийный процесс, испытанный на этом же сырье, продолжался 120 часов при извлечении цинка 70% и меди – 40 %.

Нами ранее также была предложена двухстадийная бактериально-химическая технология выщелачивания меди из медного концентрата с применением умеренно термофильных хемолитотрофных микроорганизмов с целью снижения затрат на обогрев и охлаждение технологических потоков.

При выщелачивании богатого медного концентрата, содержащего 27.0% меди в основном в виде ковеллина и халькозина, было извлечено около 91% меди всего за 20 часов. Было показано, что осадок, полученный после химической стадии, содержал 7.7% меди, а осадок из второй стадии (из биореактора) содержал меди значительно меньше – всего 2.1%. Эти результаты указывали на то, что концентрат, прошедший химическую стадию выщелачивания, достаточно эффективно выщелачивался на последующей биологической стадии.

На медном концентрате с содержанием меди 37.2% в сульфидно-окисленной форме было показано, что для реализации двухстадийной технологии необходима предварительная кислотная обработка этого концентрата.

В процессе кислотной обработки в раствор было выщелочено 40.6% меди с концентрацией 30.4 г/л, что достаточно для выделения меди электролизом. На последующей стадии высокотемпературного химического выщелачивания ионами трехвалентного железа выщелачивалось 53.9% меди за 7 часов при достижении концентрации меди на этой стадии около 15 г/л, что достаточно для выделения ее экстракцией с последующим электролизом. При последующей регенерации трехвалентного железа умеренно термофильной ассоциацией микроорганизмов при 40°C в присутствии 3% твердой фазы в течение 7 суток извлечение меди из концентрата увеличивалось до 98.0%. При этом на стадии биоокисления в течение двух суток

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

обеспечивалась регенерация раствора для химического выщелачивания с дополнительным повышением суммарного извлечения меди из концентрата до 97%.

Таким образом, разделение процесса выщелачивания сульфидного сырья цветных металлов на химическую и биологическую стадии приводило к его значительной интенсификации.

Разработанная технология может быть адаптирована для получения меди и цинка из шлаков и хвостов обогащения шлаков медеплавильного производства.

Данные продукты характеризуются очень сложным составом: основными фазами являются фаялит и стекло. Медь присутствует в металлической форме и в составе сульфидов. Цинк – в составе ферритов и силикатов. Поэтому главной задачей их переработки является максимальное извлечение в раствор цветных металлов при минимальном растворении силикатных минералов, которое приводит к образованию трудно фильтруемых гелей SiO_2 .

Для исследований были использованы хвосты обогащения шлаков медеплавильного завода ОАО «Святогор» с содержанием меди 0.68%, цинка – 3.35% и железа – 44.4%, а также шлаки с содержанием меди 3.15%, цинка – 2.87% и железа – 42.7%.

В результате проведенных исследований определены параметры наиболее эффективного процесса химического выщелачивания хвостов обогащения конвертерного шлака: плотность пульпы 30%, значение pH 1.50, температура 70°C, начальная концентрация ионов трехвалентного железа около 15.7 г/л, отсутствие аэрации, продолжительность выщелачивания 1.5 часа. При этом достигалось извлечение меди и цинка в раствор 81.6 и 37.7% соответственно при относительно небольшом растворении силиката железа – 26.2%. В полученных растворах концентрации меди и цинка достигали 1.37 и 5.03 г/л, соответственно.

Показано, что в процессе выщелачивания цветных металлов из хвостов обогащения шлаков наблюдается восстановление ионов трехвалентного железа до двухвалентного, а также растворение фаялита с выходом в раствор кроме цинка, двухвалентного железа. Для получения раствора для повторного использования в процессе выщелачивания необходимо окисление двухвалентного железа до трехвалентного, которое может быть реализовано при его биоокислении ацидофильными хемолитотрофными микроорганизмами. Проведенные исследования показали принципиальную возможность окисления ионов железа из раствора, полученного после выщелачивания хвостов обогащения шлаков, при использовании как мезофильных, так и умеренно термофильных ассоциаций микроорганизмов, адаптированных к этому раствору.

Исследован процесс химического выщелачивания шлаков медеплавильного производства и определены основные параметры процесса:

pH 1.50,

температура 70°C,

начальная концентрация ионов трехвалентного железа около 15.0 г/л,

отсутствие аэрации,

продолжительность выщелачивания 2.5 часа при 10% твердой фазы.

Концентрация меди в растворе составила 2.5 г/л, а концентрация цинка – 0.98 г/л при извлечении меди в раствор 89.4%, цинка – 35.5%, железа – 24.5%.

Следует отметить, что при выщелачивании шлаков наблюдалась максималь-

ная селективность растворения меди по сравнению с растворением цинка и железа, которые присутствуют в составе силикатов. При этом полученные после химического выщелачивания растворы могут быть повторно использованы после их биорегенерации с помощью исследованных микроорганизмов.

Перспективным объектом для двухстадийного бактериально-химического выщелачивания может служить медно-цинковый концентрат Тарньерской медно-цинковой руды с содержанием меди 13%, цинка 5%. Медь в концентрате присутствует в составе халькопирита, цинк – в составе сфалерита. По предлагаемой схеме бактериально-химического выщелачивания возможно селективное разрушение сфалерита, как минерала с меньшим электродным потенциалом по сравнению с халькопиритом. Это позволит получить медный концентрат, практически не содержащий цинка, что исключит его потери в шлаках при пирометаллургической переработке медного концентрата.

Медь из получаемых в процессе выщелачивания растворов может быть выделена цементацией в виде металлической меди, а цинк – в виде сульфида цинка.

Внедрение предлагаемой технологии в обогатительно-металлургический комплекс может привести к модернизации существующих технологий производства цветных металлов, к повышению их извлечения из перерабатываемого сырья, а также утилизации серной кислоты на стадии химического выщелачивания сульфидных концентратов и шлаков.

РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ МАССИВОВ ИЗ ОТХОДОВ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА С ЗАДАННЫМИ СТРУКТУРНЫМИ ПАРАМЕТРАМИ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИМИ ИХ ЭФФЕКТИВНУЮ ПЕРЕРАБОТКУ

В.А. Ангелов

e-mail: Angelov.valerii@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ГОУ ВПО МГТУ)

Рациональное использование недр и повышение эффективности горного производства предусматривает комплексное извлечение полезных компонентов, утилизацию вторичных минеральных ресурсов на основе применения инновационных технологий и высокопроизводительного горного оборудования.

Длительное освоение медно-колчеданных месторождений Урала привело к образованию на земной поверхности значительного количества отходов переработки руд. Причем, содержание в них ценных компонентов и общий объем накопленных металлов, сопоставим в ряде случаев по многим элементам с перспективными месторождениями, что определяет отнесение этих объектов к техногенным месторождениям не пригодным для отработки традиционными физико-техническими способами по технологическим, экономическим или горно-геологическим условиям. Эффективная эксплуатация данных месторождений воз-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

можно только физико-химическими геотехнологиями на основе выщелачивания. Актуальность применения таких технологий не вызывает сомнений. Однако развитие их в России сдерживается рядом весомых причин: низкой интенсивностью процессов выщелачивания; недостаточной изученностью техногенной сырьевой базы; сложностью управления процессами фильтрации и выщелачивания в техногенных массивах, расположенных на поверхности и подверженных воздействию атмосферных осадков и колебанию температур; отсутствием технологических решений по формированию техногенных массивов с использованием современных геоматериалов. Кроме того, до настоящего времени формирование техногенных объектов проводилось и проводится на основе традиционных требований к складированию отходов производства. Формирование хвостохранилищ происходит часто бессистемно, и установить закономерности распределения ценных компонентов при их формирования является сложной и часто технически неразрешимой задачей. Как правило, хвостохранилища формируются без учета возможности и целесообразности их эксплуатации в настоящее время или в будущем. Дальнейшее развитие физико-химической геотехнологии требует принципиально новых подходов к формированию техногенных массивов из отходов горно-обогатительного производства с учетом научно-технического прогресса в отраслях промышленности, связанных с добычей и переработкой твердых полезных ископаемых.

В настоящее время широкое распространение находит использование отработанных карьеров, в качестве емкостей для заполнения текущими хвостами обогащения. В свете решения проблем комплексного освоения недр руководством горнодобывающего предприятия «ОАО Учалинский ГОК» было принято решение о заполнении карьера «Учалинского» месторождения текущими хвостами обогатительной фабрики. Заполнение объема карьера необходимо осуществлять с перспективой формирования будущего техногенного месторождения, которое в дальнейшем будет пригодно к освоению физико-технической или физико-химической геотехнологиями.

Однако пористость уложенного в карьер техногенного массива уменьшается во времени.

Массив приобретает устойчивость, уменьшаясь в объеме, естественная усадка сопровождается физико-химическими процессами. В результате усадки в техногенном массиве образуются усадочные трещины, которые являются каналами для движения поверхностных вод, что в дальнейшем может снизить устойчивость формируемого техногенного месторождения. Для решения проблемы усадки формируемого техногенного массива, снижения риска ухудшения его физико-механических характеристик была высказана идея заполнения текущими хвостами обогащения емкостей определенного размера, изготовленных из специального материала, имеющего уникальную структуру пор, которые обеспечивают удержание шламовых частиц малого размера и отвод из них свободной влаги. В ГОУ ВПО «МГТУ им. Носова» были проведены исследования по заполнению геотуб текущими хвостами обогащения.

Реализация данной идеи позволит формировать техногенные минеральные образования с локальной концентрацией ценных компонентов на геохимических барьерах. Использование новых геоматериалов позволит формировать кластерные

устойчивые геоструктуры, решая при этом проблемы экономии природного минерального сырья за счет использования техногенного; получения дополнительной товарной продукции; сохранения качества отходов путем формирования техногенного месторождения с заданными технологическими параметрами; сокращения площади отчуждаемых земель, занимаемых под хвостохранилища; снижения экологического воздействия на окружающую среду. Таким образом, целенаправленное формирование техногенных месторождений с устойчивой структурой является важной народнохозяйственной проблемой, решение которой будет определять перспективу и стратегию дальнейшего развития предприятия.

ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ СВИНЦОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

А.В. Кузьменко, А.Б. Лебедь, А.И. Попов, Е.Н. Селиванов
e-mail: a.kuzmenko@elem.ru, Россия, г Верхняя Пышма
Открытое акционерное общество «Уралэлектромедь»,
Исследовательский центр

При производстве свинца и переработке медьэлектролитных шламов образуются отходы, содержащие значительное количество свинца и сурьмы – силикатные и сурьмянистые шлаки.

Силикатные шлаки кроме свинца и сурьмы содержат драгметаллы.

Сурьмянистые шлаки отличаются повышенной экологической опасностью, т.к. при хранении загрязняют окружающую среду.

Исходным материалом для получения сурьмянистого шлака является щелочной плав.

Нами в лабораторном и промышленном масштабе проведены исследования и испытания технологической схемы переработки силикатного шлака и щелочного плава (рисунок).

Состав материалов был следующий:

– силикатный шлак: свинец 18-30%, сурьма 8-10%, медь 0,3-0,5%, оксид кремния 35-42%;

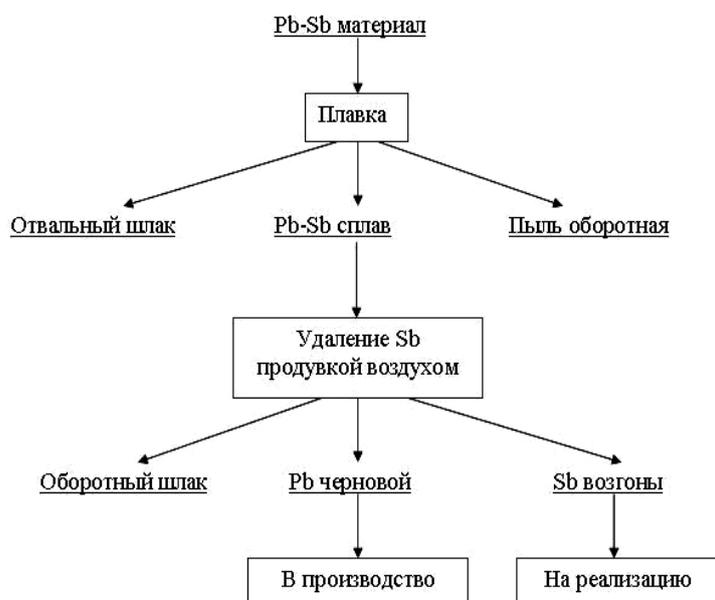


Рисунок – Пирометаллургическая схема переработки Pb-Sb материалов

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

– щелочной плав: свинец до 70%, сурьма до 2%, оксид натрия до 8%.

Были отработаны следующие технологические параметры:

1 стадия (плавка в рудно-термической печи):

соотношение силикатный шлак : щелочной плав : флюорит : сода : уголь = 0,7 : 1,0 : 0,12 : 0,17 : 0,15; температура шлака на выпуске 1105-1110°C.

Получены следующие технологические показатели:

- ✓ выход шлака 54% (содержание свинца до 2%, сурьмы до 2%);
- ✓ выход сурьмянистого свинца 45% (содержание свинца 81-89%, сурьмы до 17%);
- ✓ извлечение в сурьмянистый свинец: свинца 97%, сурьмы 90%, серебра 99%, золота 99%.

2 стадия (продувка в отражательной печи):

температура сурьмянистого свинца 805-820°C, комбинированная подача воздуха для окисления сурьмы через трубки (на поверхность и в расплав).

Получены следующие технологические показатели:

- ✓ выход черного свинца 75% (содержание свинца 96-97%, сурьмы ~ 2%);
- ✓ выход пыли ~7% (содержание свинца 9-21%, сурьмы 37-53%);
- ✓ выход оборотного шлака 18% (содержание свинца 43-65%, сурьмы 14-26%);
- ✓ извлечение свинца из сурьмянистого свинца в черновой - 72%;
- ✓ извлечение сурьмы в пыли - 53%.
- ✓ наибольшая скорость отгонки сурьмы 38,9 кг/час.

Шлаки, полученные с первой стадии, водонерастворимые, по содержанию цветных и драгоценных металлов являются отвальными.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ

*М.Ш. Танекеева, Г.Ж. Абдыкирова, А.И. Едильбаев, Б.М. Букуров,
Г.М. Ибраева, Г.Т. Ешпанова*

e-mail: mairusha.t@gmail.com, Казахстан, г. Алматы,

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения»
(АО «ЦНЗМО» Национального научно-технологического холдинга «Парасат» МОН РК)

Вопрос химического обогащения техногенного марганецсодержащего сырья является актуальным в настоящее время и вызван ростом потребности в высококачественном марганце и значительным сокращением запасов марганцевых руд.

Мировые запасы марганцевых руд представлены на 90 % оксидными (38 %) и оксидно-карбонатными (52 %) рудами. Основные мировые запасы (более 95 %) локализованы в 13 странах: ЮАР, Украина, Казахстан, Габон, Бразилия, Китай, Австралия, Боливия, Грузия, Мексика, Болгария, Российская Федерация и Индия. Однако высокосортными рудами обладают лишь ЮАР, Габон, Австралия и Бразилия, в остальных странах руды среднего и низкого качества. В [Казахстане](#) более 90 % запасов марганца находится в Центральном Казахстане, в месторождениях Западный

[Каражал](#) и [Ушкатын](#). Среднее содержание марганца – 22 %, при этом низкое содержание фосфора (0,02–0,08 %) и серы (0,1–0,3 %). Оценочные запасы – до 100 млн. т.

При переработке оксидных марганцевых продуктов, содержащих четырехвалентный марганец, необходимо их предварительное восстановление. Для этого существуют два способа: восстановительный обжиг и применение восстановителей при выщелачивании¹.

Нами проведены исследования по выщелачиванию марганецсодержащих шламов месторождения Восточный Камыс. Предварительно перед проведением опытов установлен фазовый состав марганецсодержащих шламов с применением растровой электронной микроскопии (РЭМ).

Пробы шлама исследовались на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. Пробы образцов размещались на двусторонней клейкой электропроводящей углеродной ленте фирмы NISSHIN EM Co. LTD Для исключения разлета частиц внутри микроанализатора эти частицы закреплялись на ленте путем получения неплотной «дорожки» порошка таким образом, что каждая частица прикреплялась по отдельности без образования так называемых «монолитных» участков и без их сплошного закрепления.

В связи с тем, что исследуемые порошки имеют недостаточную электропроводность, на них накапливается заряд от электронного пучка. Этот факт приводит к появлению эффектов размазывания изображения и для снижения этого эффекта основная часть РЭМ-снимков производилась в режиме обратнорассеянных электронов (СОМРО-режим), который минимизирует ухудшение разрешения и дает более качественные изображения таких порошков по сравнению с режимом наблюдений съемки во вторичных изображениях (SEI).

Результаты растрово-электронномикроскопических исследований показали присутствие в пробе марганецсодержащего шлама следующих минералов:

- | | |
|--|---|
| - пиролюзит $MnO_2 \cdot nH_2O$; | - псиломелан $mMnO \cdot MnO_2 \cdot nH_2O$; |
| - рамсделлит MnO_2 ; | - родохрозит $MnCO_3$; |
| - браунит $3Mn_2O_3 \cdot MnSiO_3$; | - родонит $(Mn, Ca)Si_3O_9$; |
| - голландит $Ba(Mn, Mn)_8(O, OH)_{16}$; | - олигонит $(Mn, Fe)CO_3$; |
| - кальцит $CaCO_3$; | - кварц SiO_2 . |

Из полученных результатов растровой электронной микроскопии следует, что в шламах в основном содержатся окисленные минералы, содержащие четырехвалентный марганец. Для того, чтобы весь присутствующий в руде марганец был переведен из MnO_2 в MnO , предварительно перед выщелачиванием шламов необходимо провести восстановительный обжиг.

Обжиг проводился при температуре 850 °С в присутствии угля в качестве восстановителя. Полученный после обжига марганецсодержащего шлама огарок содержит, %: 26,55 Mn; 3,5 Fe. При обжиге железо остается в виде Fe_3O_4 , который менее растворим (по сравнению с более низшими окислами железа) в разбавленной серной кислоте, используемой для выщелачивания.

Выщелачивание огарка проводили растворами серной кислоты различной

¹ Салли А. Марганец. М. 1959. 2. Пат. 2054494. Россия. Птицын А.Н., Герасименко А.Н. и др. Способ переработки марганцевого сырья. Заявл. 25.11.1992. 3. Пат. 2172791. Россия. Птицын А.Н., Галкова Л.И. и др. Способ получения диоксида марганца. Заявл. 21.02.2000.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

концентрации: 100, 200 и 300 г/дм³ при соотношении Т:Ж=1:4 при комнатной температуре и механическом перемешивании (таблица 1).

Таблица 1 - Результаты выщелачивания огарка растворами серной кислоты

Наименование продукта	Концентрация H ₂ SO ₄ , г/дм ³	Продолжительность, мин	Содержание металлов, г/дм ³			
			Mn	Fe	P	Zn, мг/дм ³
Раствор после выщелачивания	100	30	9,84	0,74	0,048	0,4
	100	60	10,89	0,84	н/о	0,5
	100	120	12,36	2,90	н/о	0,5
	200	120	12,96	10,2	0,026	5,0
	300	120	13,82	10,7	0,15	18,1
			Mn, %	Fe, %		
Кек после выщелачивания	100	30	18,0	3,2		
	100	60	15,5	3,2		
	100	120	15,3	2,4		
	200	120	8,20	2,2		
	300	120	4,40	1,45		

Таблица 2 - Результаты выщелачивания огарка растворами серной кислоты при нагревании (40 °С)

Наименование продукта	Концентрация H ₂ SO ₄ , г/дм ³	Продолжительность, мин	Содержание металлов, г/дм ³			
			Mn	Fe	P	Zn, мг/дм ³
Раствор после выщелачивания	100	30	10,80	0,75	н/о	0,3
	100	60	11,10	0,88	н/о	0,5
	100	120	14,26	1,74	н/о	0,5
	200	120	14,84	7,9	0,12	10,0
	300	120	15,23	13,6	0,16	20,0
			Mn, %	Fe, %		
Кек после выщелачивания	100	30	18,8	2,2		
	100	60	18,0	3,2		
	100	120	16,35	2,4		
	200	120	8,20	2,2		
	300	120	4,40	1,45		

При выщелачивании происходит разложение закиси марганца, полученной в результате обжига, с образованием сульфата марганца по реакции:



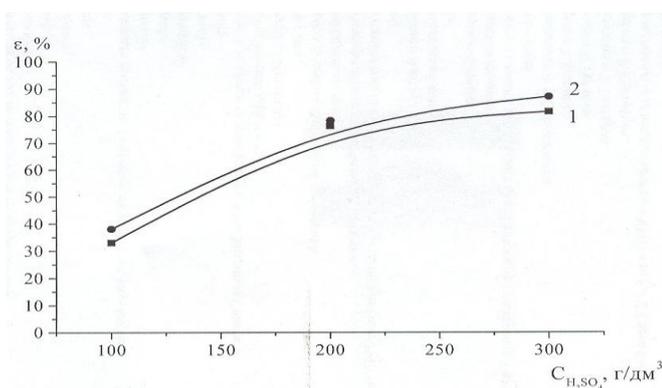
Во время проведения экспериментов варьировали продолжительность опытов от 30 до 120 минут. Результаты опытов показывают, что при выщелачивании раствором 100 г/дм³ H₂SO₄ содержание марганца в растворе возрастает при увеличении продолжительности выщелачивания. При повышении концентрации H₂SO₄ до 300 г/дм³ также наблюдается увеличение концентрации марганца в растворе после выщелачивания, однако повышение концентрации кислоты приводит к существенному возрастанию содержания примесей в растворе (Fe, P, Zn).

Изучено влияние температуры на процесс выщелачивания марганецсодержащего огарка. Опыты проводили в термостатированном стакане при температуре

40°C. Результаты опытов по выщелачиванию огарка растворами серной кислоты приведены в таблице 2. Результаты проведенных исследований показывают, что повышение температуры при выщелачивании марганецсодержащего огарка до 40 °С приводит к повышению извлечения марганца в раствор (рисунок 1).

В дальнейшем из марганецсодержащего раствора, полученного после выщелачивания шламов, возможно получение марганцевых концентратов. После нейтрализации марганецсодержащего раствора гидроксидом натрия до pH 5,0 для удаления примесей очищенный раствор направляется на осаждение карбоната или гидрата закиси марганца и последующее прокаливание осадка с получением марганцевого концентрата.

Таким образом, проведенные исследования показали возможность гидрометаллургической переработки марганецсодержащего шлама месторождения Восточный Камыс, включающей серноокислотное выщелачивание после восстановительного обжига шлама с выделением из раствора после выщелачивания марганцевого концентрата.



1 – без нагревания; 2 – при температуре 40 °С

Рисунок 1 – Влияние концентрации серной кислоты и температуры на извлечение марганца

ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЖЕЛЕЗО - МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩЕГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ТУР» (РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН)

*М.Д. Кантемиров, Г.Ж. Абдыкирова, А.И. Едильбаев,
Е.А. Тастанов, А.Е. Абишева*

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения»
(АО «ЦНЗМО»),

Национальный научно-технологический холдинг «Парасат» МОН РК

Основные потери марганца при механическом обогащении связаны с ошламованием руд, т.е. марганец теряется в классах крупности меньше 1,0 мм¹.

Одним из способов доизвлечения марганца из мелких классов является обжиг-магнитное обогащение железо-марганцевых шламов, позволяющее при оправды-

¹ Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения.- 2 изд-е, доп. Подготовка и металлургическая переработка железных и марганцевых руд.- Алматы –2008.-Т. –3.-496 с.

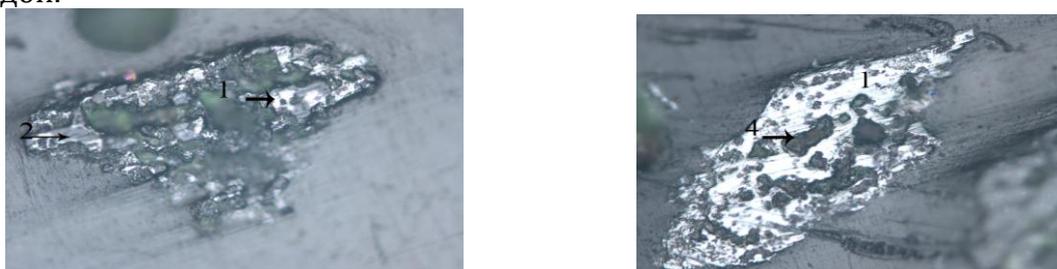
«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

вающих затратах увеличить извлечение марганца из руд с получением кондиционной продукции².

Минералогический состав исследуемой пробы марганецсодержащих шламов месторождения «Тур» следующий, % масс.:

криптомелан + пиролюзит 18-20; браунит + вернадит 2-4; гидрогематит 24-25; кварц + опал 31-33; каолинит 19-21; кальцит <1,0; прочее 1,0; крупность раскрытия минералов – 0,4 мм.

На рисунках 1-2 представлены аншлифы образцов шламов: наблюдается характерное взаимное прорастание минералов марганца между собой и вмещающей породой.



1—пиролюзит белого цвета в отраженном свете; 2- магнетит; 4- поры. Увеличение x 300

Рисунок 1 – Полированный аншлиф шлама фракции -0,1+0мм в отраженном свете



1 - пиролюзит белого цвета в отраженном свете; 5 - кварц; 6 - гидроокислы железа. Увеличение x 300

Рисунок 2 – Полированный аншлиф шлама фракции -0,1+0мм в отраженном свете

Сложный минералого-химический состав руды обусловлен тесным и тонким взаимопрорастанием марганцевых, железистых минералов и минералов пустой породы, что создает определенные трудности при разработке технологии переработки данного техногенного сырья.

Рентгеновский фазовый анализ шламов фракции – 0,315 + 0,045 мм показал наличие кварца, пиролюзита, марганцевого кальцита $(CaMn)CO_3$, гематита и гидрогематита, монтмориллонита $Al[OH](SiO_2) \cdot nH_2O$, шериданита $Mg(Al,Fe)(OH)(SiAlO_4)$.

Дериватограмма шлама (рисунок 3) была получена на приборе «DERIVANO-

² Едильбаев А.И. Обогащение некондиционного техногенного марганецсодержащего сырья - М.- 2009 - 226 с.

GRAPH Q-1000». Нагрев осуществлялся в воздушной среде со скоростью 10°C в минуту до 1000°C . Величина навески составила 1г.

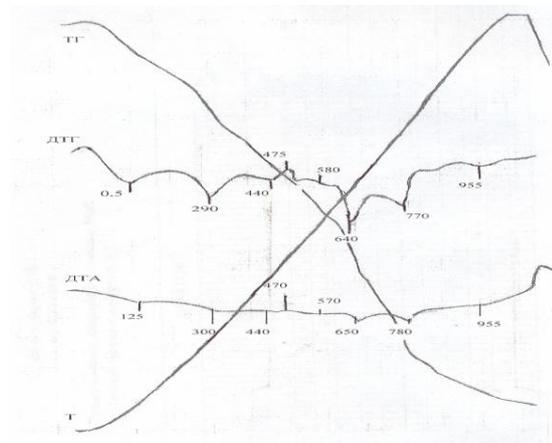


Рисунок 3 - Дериватограмма
шлама

На кривой ДТА зафиксированы эндотермические эффекты с максимальным развитием при 120, 300, 440, 470, 570, 650, 780, 955°C .

Все эффекты (кроме эндотермики с экстремумом при 570°C) продублированы на кривой ДТГ, где они проявились гораздо интенсивней. То же можно сказать и об экзотермических эффектах. Все эффекты развиты на фоне плавно снижающейся массы.

Эндотермические эффекты в области температур $250-350^{\circ}$ относятся к дегидратации гидроокислов железа и марганца с образованием Fe_2O_3 и Mn_2O_3 . Эндотермический эффект с максимальным развитием при 440°C соответствует получению и разложению α -курнакитового тв. раствора. Эндотермический эффект с максимальным развитием при 570°C отражает инверсию кварца. Эндотермический эффект с экстремумом при 650°C может отражать разложение пиролюзита ($\beta\text{-MnO}_2$) с образованием β -курнакита ($\beta\text{-Mn}_2\text{O}_3$).

Эндотермический эффект с максимальным развитием при 780°C может быть проявлением разложения кальцита. Экзотермический эффект с вершиной при 470°C , возможно, иллюстрирует окисление двухвалентного железа в магнетите. Наличие тах при 900°C подтверждает предположение присутствия магнетита в пробе. Здесь проходит окончательное доокисление двухвалентного железа, расположенного в более глубоких слоях магнетита. Минимум при 955°C соответствует разложению β -курнакита, образовавшегося ранее (650°C). В ходе этого процесса получается $\beta\text{-Mn}_3\text{O}_4$ (β -гаусманит). Сочетание минимумов при 580 и 955°C также может быть проявлением небольшого количества глауконита или гидрослюды, т.е. глинистых минералов.

Железосодержащая составляющая в марганцевой руде представлена окисленными минералами (гематит, гидрогетит), обладающими слабомагнитными свойствами. Повысить магнитные свойства железосодержащего минерала можно путем частичного восстановления.

Изучено обжиг-магнитное обогащение шламов месторождения «Тур» с содержанием марганца 20,20% и железа 19,9%. Получение марганцевого и железного концентратов из шламов возможно в двух вариантах:

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- при восстановительно – магнетизирующем (500-600⁰С)
- при восстановительно-металлизирующем обжиге.

В качестве восстановителя при магнетизирующем обжиге использовали Шубаркольский газовый уголь крупностью -3+2 мм. Шламы предварительно измельчали до минус 0,315 мм. После обжига сыпучей смеси шлама (-0,315+0,045мм) и угля (-3+2 мм) огарок разделяли рассевом через сито 1мм на спек и полукокс. Обожженные шламы сепарировали на сухом магнитном сепараторе при напряженности магнитного поля 230 эрстед. Оптимальная температура магнетизирующего обжига = 500-600⁰С.

Коксовые газы содержат восстановители CO; H₂; CH₄; C₂H₆ и др. и поэтому газовые угли являются комбинированными восстановителями, которые при умеренных температурах работают пиролизными газами, а при высоких – твердым углеродом.

Обожженный концентрат замеряли на магнетизм. Намагниченность классов (в поле подковообразного магнита) определяли на магнетометре, сконструированном нами путем замера пондеромоторной силы отрыва от полюсов магнита стаканчика с навеской пробы 1г.

В результате обжиг-магнитного обогащения шламов месторождения «Тур» получены железный и марганцевый концентраты, содержащие соответственно: Fe – 52,9% и Mn – 4,05% при извлечении 89 и 5,8% и Mn –32,4% и Fe – 3,2% с извлечением 94,2 и 11,0% и отношением Mn/ Fe =10,12, что соответствует установленным кондициям.

Попытка разделения железа от марганца после металлизующего обжига шламов «Тур» как в присутствии каталитической добавки Na₂CO₃ (3%), так и без нее успеха не имела ввиду сометаллизации значительной части марганца.

ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СПОСОБОВ ОБОГАЩЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО ОЛОВСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ*

Т.С. Юсупов, Е.А. Кириллова, В.П. Бондаренко

e-mail: yusupov@igm.nsc.ru, Россия, г. Новосибирск

Учреждение российской академии наук Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева Сибирского отделения РАН (УРАН ИГМ СО РАН)

Центральной проблемой извлечения ценных минералов из техногенного сырья является раскрытие минеральных сростков, для чего используется доизмельчение в шаровых мельницах, работающих преимущественно в истирающем режиме. Для оловянных руд данная задача усложняется ввиду легкой шламуемости касситерита и переходом зерен в состояние с крупностью менее 20-30 мкм, которые крайне трудно поддаются разделению обогатительными методами. Кроме того, как установлено нашими работами, при измельчении имеет место аморфизация поверхности минералов, что также снижает эффективность обогащения.

Поверхность техногенных минералов из хвостов обогащения, в частности касситерита, как правило, содержит большое количество посторонних примесей и остаточных флотореагентов, что является главными факторами их трудной раздели-

мости. В качестве эффективного метода очистки поверхности минералов нами предложена трибообработка (оттирка) тонких продуктов и шламов.

В институте геологии и минералогии СО РАН разработаны центробежные мельницы, для которых характерны ударно-стирающие действия в сочетании с классификацией материала по плотности и крупности в центробежном поле и его трибообработка в водной среде. Установка ЦКИ-2 работает в непрерывном и дискретном режимах, в последнем случае в барабане концентрируются тяжелые и крупные частицы¹. Этот процесс регулируется расходом воды, пульпы и скоростью вращения барабана. Производительность лабораторного аппарата в непрерывном режиме работы достигает 30 кг/ч, но созданы установки с производительностью до 5 т/ч для измельчительных процессов и трибообработки.

Исследования были направлены на решение конкретной задачи – разработке рациональных методов обогащения касситеритсодержащих сульфидно-кварцевых отвалов Новосибирского оловянного комбината. Отвальные продукты имеет довольно сложный минеральный состав, изменяющийся в зависимости от перерабатываемых месторождений. Содержание касситерита SnO₂ в них колеблется от 0.3 до 1.0 %, а арсенопирита FeAsS – от 2 до 20 %. Преимущество технологии с выделением оловянного и мышьяковистого концентратов перед другими способами переработки отвалов (деарсенизирующего и хлоридно-сульфатизирующего обжига) определяется прежде всего возможностью выделения мышьяка в виде арсенопирита, не требующего дорогостоящих способов для его захоронения.

Нами исследовались сульфидно-кварцевые хвосты, содержащие 1-1.5% олова и 6-8 % мышьяка. Минеральный состав продукта следующий: касситерит – 1.4 %, сульфиды 13.2 %, кварц – 30 %, лимонит – 10.0 %, карбонаты 13.0 %, турмалин – 6.1 %, флюорит – 5.0 %, обломки пород -23 %. Учитывая большую концентрацию лимонита, можно судить о значительном окислении сульфидных минералов, а также преобразовании поверхностных свойств оксидов и силикатов.

В таблице 1 дана характеристика состава отвала. Очевидно, что примерно 30% олова распределено во фракции менее 0.1 мм, при этом зерна касситерита в основном покрыты рубашкой лимонита, а в более крупных классах присутствуют его сростки с нерудными минералами.

Таблица 1 - Гранулометрический состав техногенного продукта и содержание олова во фракциях

Крупность продукта, мм	Выход, %	Содержание Sn, %	Распределение Sn, %
+0.5	8.7	1.04	7.9
-0.5 +0.2	28.1	1.20	29.4
-0.2 + 0.1	40.1	0.96	33.3
-0.1 +0.074	12.0	0.91	9.5
-0.074	11.1	2.06	19.5
Итого:	100.0	1.15	100.0

Работа аппарата ЦКИ в режиме классификации в применении к сульфидно-кварцевым хвостам заключалась в следующем. При удержании барабана от враще-

¹ А.с. 1115802 (СССР), Центробежный сепаратор. Юсупов Т.С. и др.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ния вокруг собственной оси частицы переходят в состояния разрыхления и перекачивания. При этом тонкие частицы преимущественно легких минералов (шламы) удаляются из разделительного барабана через трубу, а тяжелые и крупные легкие удерживаются в нем. Удаление песковой фракции осуществляется транспортировкой водой.

Разделение касситеритовых руд на песковую и шламовую фракции с целью раздельной их обработки флотореагентами перед флотацией является известным приемом в технологии. Новизна предложенного решения состоит в депрессии касситерита и использовании обратной флотации руды, что позволило резко повысить степень концентрации минерала в камерном продукте по сравнению с прямой флотацией.

Подавление флотируемости касситерита достигается предварительной трибообработкой с участием ионов фтора. Депрессия минерала фторидами в кислой среде, в частности, кремнефтористым натрием известна при флотации низкотемпературными жирными кислотами $C_7 - C_9$ и олеатом натрия. При использовании катионного реагента действие ионов фтора при достаточной их концентрации оказалось, как установлено нами, также депрессирующим.



Рисунок – Схема обогащения сульфидно-кварцевых отходов

При механических воздействиях на поверхности касситерита возникают активные центры, представленные фиксируемыми ЭПР электронными дефектами и разорванными связями Sn-O. Воздействие ионов фтора приводит к увеличению количества разорванных Sn-O связей по дефектным позициям, при этом катионы олова насыщаются адсорбированными ионами гидроксила и молекулами воды, что препятствует закреплению катионных собирателей на поверхности касситерита.

Нами предложена схема обогащения сульфидно-кварцевых хвостов, в которой процессы обогащения представлены флотацией и флотогравитацией (рисунок). В таблице 2 даны результаты обогащения указанных хвостов.

Данные таблицы 2 свидетельствуют об эффективности флотогравитации

крупнозернистой фракции как для удаления мышьяка, так концентрации олова. В концентрате и пром. продукте содержание As снизилось до 0.4%, а содержание Sn в концентрате увеличилось до 4.48%. При флотации тонкозернистого продукта содержание Sn возросло до 11.34 %, но при небольшом выходе.

Таблица 2 - Результаты обогащения оловосодержащих сульфидно-кварцевых хвостов

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Sn	As	Sn	As
Флотация:					
Касситеритовый камерный концентрат	1.0	11.34	1.50	8.28	0.38
Сульфидный мелкозернистый продукт	38.6	0.57	5.26	16.17	44.38
Итого:	39.6	0.84	5.17	24.45	45.1
Флотогравитация:					
Концентрат	14.04	4.48	0.4	46.25	1.23
Пром.продукт	19.73	0.9	0.4	13.05	1.75
Сульфидный пром. продукт	24.49	0.7	9.3	12.43	50.59
Шламы	2.14	2.43	3.55	3.82	1.67
Итого:	60.4	1.7	4.12	75.55	54.9
Исходный	100.00	1.36	4.53	100.00	100.00

Изложенные новые методы и процессы с полным основанием рассматриваются как новые технологии обогащения техногенного сырья.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ ПРОДУКТОВ*

*Д.В. Макаров, В.А. Маслобоев, Д.П. Нестеров¹, Ю.П. Меньшиков²,
А.В. Светлов, И.В. Бочарова¹*

e-mail: makarov@iner.ksc.ru, Россия, г. Москва, Апатиты, Миасс

Учреждение Российской академии наук Институт проблем промышленной экологии
Севера Кольского научного центра РАН (УРАН ИППЭС КНЦ РАН),

¹ Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева КНЦ РАН (УРАН ИХТРЕМС КНЦ РАН),

² Учреждение Российской академии наук Геологический институт
Кольского научного центра РАН (УРАН ГИ КНЦ РАН)

Сульфидные забалансовые руды на отработанных и разрабатываемых месторождениях, вскрышные породы и хвосты обогатительных фабрик, с одной стороны, являются одним из крупных сырьевых источников, с другой – объектами чрезвычайной экологической опасности. Поэтому актуальной геоэкологической и экономической проблемой является разработка процессов, обеспечивающих эффектив-

* Работа выполнена при поддержке РФФИ (проект №10-05-98805р_север_а) и гранта Президента РФ «Научная школа академика В.А. Чантурия» НШ-3184.2010.5.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ное и комплексное извлечение ценных компонентов из сульфидных руд и отходов горно-металлургического комплекса, а также снижающих нагрузку на окружающую среду.

Задачами исследований являлись обоснование интенсификации процессов сернокислотного выщелачивания ценных компонентов из техногенных медно-никелевых продуктов с использованием различных окислителей, поиск оптимальных условий геотехнологических процессов извлечения цветных металлов.

Для изучения состава и свойств минералов и растворов в работе использованы: микроскопический, рентгенофазовый и химический анализы.

На основе микроскопических исследований и изучения электрохимических свойств определена последовательность окисления сульфидных минералов в хвостах обогащения при слабой щелочной реакции поровых растворов: пирротин – пентландит – халькопирит.

Установлено, что основная масса сульфидов цветных металлов переходит в отвальные продукты в составе бедных сростков с нерудными минералами, магнетитом и сульфидами железа. Часть рудного вещества теряется и в виде раскрытых зерен и богатых сростков. Избирательность гипергенных изменений при длительном хранении хвостов обуславливает улучшение измельчаемости, но приводит к ухудшению раскрытия сульфидных зерен, так как разрушение предпочтительнее происходит по участкам образования рыхлых гидроксидов. Это отрицательно скажется на эффективности комбинированных обогатительно-гидрометаллургических технологий. Поэтому с экономической и экологической точки зрения целесообразно перерабатывать хвосты текущей переработки.

В настоящее время в мировой практике наблюдается существенное расширение масштабов применения гидрометаллургических процессов в производстве цветных металлов.

Наиболее широко используемым растворителем является серная кислота. С учетом распределения содержаний металлов в крупных и мелких классах хвостов текущей переработки медно-никелевых руд проводили серию опытов с песковой фракцией хвостов обогащения медно-никелевых руд (+0.063 мм).

Нами экспериментально изучены закономерности сернокислотного выщелачивания никеля, меди, кобальта и железа при атмосферном давлении в зависимости от концентрации кислоты, изменения отношения Т:Ж, температуры, продолжительности выщелачивания, скорости перемешивания, добавления различных окислителей ($\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, NaNO_2 , кислород воздуха).

Определены оптимальные параметры выщелачивания хвостов обогащения: концентрация кислоты 15 %, время выщелачивания 5.5 часов, температура 80°C, отношение Т:Ж = 1:5, скорость перемешивания 900 мин⁻¹. В качестве окислителя использовали ионы трехвалентного железа.

Установлено, что введение в реакционную пульпу частиц аморфного кремнезема позволяет скоагулировать образующийся при растворении силикатных минералов хвостов кремнегель, достичь практически 100 % вскрытия сульфидов кислотой, улучшить фильтрационные характеристики твердого остатка.

С применением метода планирования эксперимента получены зависимости извлечений цветных металлов:

$$\begin{aligned}\varepsilon_{\text{Ni}} &= 28.015 - 0.605t + 2.375\tau + 0.008t^2 - 0.557\tau^2 + 0.111t\tau; \\ \varepsilon_{\text{Co}} &= 18.483 - 0.154t + 2.426\tau + 0.003t^2 - 0.304\tau^2 + 0.054t\tau; \\ \varepsilon_{\text{Cu}} &= 52.865 + 0.138t + 3.362\tau + 0.0001t^2 - 0.464\tau^2 + 0.057t\tau;\end{aligned}$$

где: ε_{Ni} , ε_{Co} , ε_{Cu} – извлечения в раствор никеля, кобальта и меди соответственно;
 t – температура, °C;
 τ – время, ч.

На рисунке в качестве примера показано извлечение никеля как функция температуры и времени процесса.

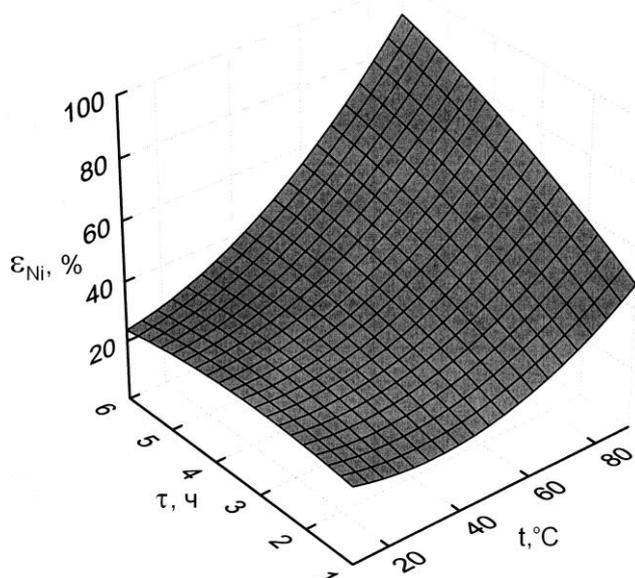


Рисунок - Зависимость степени извлечения никеля от температуры и времени процесса

Второй задачей работы было исследование возможности геотехнологического выщелачивания цветных металлов из подготовленных продуктов на основе хвостов обогащения медно-никелевых руд. Наиболее близко промышленным условиям работы выщелачивающего слоя в физико-химических геотехнологиях (или кучного выщелачивания) в лабораторных опытах соответствует перколяционное выщелачивание.

В экспериментах использовали делительные воронки диаметром 40 мм, в которые загружали хвосты обогащения медно-никелевых руд. Хвосты фракции +0.063 мм для лучшего раскрытия сульфидных зерен предварительно измельчали до -0.05 мм. С использованием для связки портландцемента в количестве 3 % приготовили окатыши диаметром 10 мм.

В дальнейшем предполагается использовать в качестве вяжущего магнезиально-железистый шлак медно-никелевого производства, который может также служить дополнительным источником цветных металлов. Полученные окатыши характеризовались прочностью при сжатии 1.0-1.4 МПа.

На первом этапе исследований изменяли концентрацию серной кислоты (1 и 3 %), паузу между орошениями (2 и 4 суток). В ряде опытов в раствор выщелачивания добавляли окислитель (ионы Fe^{3+}).

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Предварительное влагонасыщение руды не использовали. Опыты с оборотом растворов не проводили. Температура процесса составляла $20 \pm 2^\circ\text{C}$.

Было выполнено шесть серий экспериментов продолжительностью 45 суток.

Наилучшие результаты были получены в опытах с использованием 3%-ной серной кислоты, окислителя и паузы между орошениями 2 суток.

Получены следующие линейные уравнения извлечений цветных металлов:

$$\varepsilon_{\text{Ni}} = 1.074 \cdot \tau - 2.792;$$

$$\varepsilon_{\text{Co}} = 0.584 \cdot \tau - 0.951;$$

$$\varepsilon_{\text{Cu}} = 0.688 \cdot \tau - 1.091;$$

где: ε_{Ni} , ε_{Co} , ε_{Cu} – извлечения в раствор никеля, кобальта и меди соответственно, %;
 τ – время, сутки.

Расчетные показатели извлечений металлов за 90 суток составили, %: Ni – 94, Co – 52, Cu – 61.

Использование окислителя значительно повышает извлечения металлов. В тех же условиях эксперимента в отсутствие окислителя расчетные извлечения оказались равны, %: Ni – 54, Co – 36, Cu – 30.

Наиболее высокие показатели достигнуты для никеля.

Низкие показатели извлечения меди связаны с тем, что металл присутствует в составе халькопирита, относящегося к «упорным» сульфидам.

Относительно невысокие показатели для кобальта и наименьший прирост извлечений в присутствии окислителя связаны, вероятно, с нахождением части металла в виде изоморфной примеси в магнетите.

В проводившихся опытах расход кислоты составлял $380 \text{ см}^3/\text{кг}$ хвостов.

ПЕРЕРАБОТКА ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА*

О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов¹

e-mail: gorlova_o_e@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,

¹Открытое акционерное общество «Магнитогорский металлургический комбинат» (ОАО «ММК»)

Проблема утилизации собственных тонкодисперсных техногенных железосодержащих отходов приобретает особо острое значение для всех металлургических предприятий вследствие ужесточения требований по охране окружающей среды, а рост объемов этих отходов, необходимость изыскания свободных территорий для их складирования, высокое содержание в них железа, ограниченность природных ресурсов требуют разработки новых технологических мероприятий по их переработке и повторному использованию.

* Работа выполнена при поддержке Гранта РФФИ №10-05-00108а

На предприятиях черной металлургии ценным железосодержащим сырьем являются шламы, образующиеся в газоочистных системах доменных печей, поскольку содержат 51-53% железа.

Утилизация шламов по традиционной схеме в составе шихты агломерационного производства в последние годы осложняется в связи с повышенным содержанием в них вредных примесей, и особенно такой вредной примеси как цинк, что приводит к повышению предельно допустимого количества цинка, поступающего в доменную печь с агломератом, и накоплению цинка в цикле «агломерация-доменная плавка».

Решение проблемы возвращения железосодержащих отходов в сферу металлургических переделов возможно путем внедрения технологических процессов переработки пылей и шламов в кондиционные материалы черной металлургии. Для снижения массовой доли цинка в железосодержащих доменных шламах с одновременным выделением цинксодержащих примесей в дополнительный продукт, пригодный для цветной металлургии, предложен способ обратной флотации.

Обратная катионная флотация широко используется в зарубежной практике и в отечественной практике на ОАО «Михайловский ГОК» для доводки магнетитовых концентратов и получения суперконцентратов с массовой долей железа 68-70%.

Обратная флотация экономически выгоднее и дает более высокие показатели при обогащении богатых руд и продуктов с высоким содержанием железа, к которым можно отнести и доменные шламы.

При обратной флотации тонкодисперсных железосодержащих доменных шламов примеси, в том числе и соединения цинка, будут флотироваться в пенный продукт, а железосодержащий концентрат будет получаться камерным продуктом.

Исследования выполнялись со шламами газоочисток доменных печей ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

В настоящее время на вакуум-фильтрационную установку ОАО ММК поступает порядка 130 тыс.т в год доменных шламов со средней массовой долей железа 47-48% и после обезвоживания и сушки шламы направляются в агломерационный передел. В то же время, как показывает анализ химического состава доменных шламов, наблюдается устойчивая тенденция повышения в них содержания цинка. Если в 2007 году массовая доля цинка в шламах составляла 0,83%, в 2008 году – 1,55%, в 2009 году – уже 1,96%, в 2010 году – 1,8%. Поэтому проблема разработки эффективных и экономичных технологий обесцинкования доменных шламов является актуальной.

Разработаны реагентные режимы и схемы флотации доменных шламов с использованием в качестве собирателей цинксодержащих соединений в составе шламов анионных и катионных реагентов. Более высокие показатели обесцинкования шламов получены в режиме обратной катионной флотации шламов при использовании в качестве собирателей реагентов АНП и флон. Активная часть реагента флон представляет собой соль, полученную в результате реакции алифатических аминов и концентрата низкомолекулярных кислот в изопропиловом спирте.

Поскольку доменные шламы являются материалом тонкодисперсным, на 80-90% представленным классом менее 0,074 мм, то их доизмельчение не производилось, а схема флотации включала операцию обесшламливающей флотации без подачи реагентов для удаления самых тонких частиц шламов и флотации углеродсо-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

державших частиц коксика, которые присутствуют в доменных шламах.

Реагент флон обладает и некоторыми пенообразующими свойствами, поэтому пенообразователь не применялся. Производили дробную подачу собирателя с пофракционным съемом пены, в результате получали несколько пенных продуктов и анализировали извлечение цинка и железа в них.

Флотацию проводили в слабощелочной среде при $pH=9$, создаваемой кальцинированной содой.

При увеличении расхода собирателя с 50 до 150 г/т выход камерного продукта уменьшался с 90 до 78% при снижении в нем массовой доли цинка с 1,35% в исходных шламах (проба 1) до 0,6-0,65%.

Массовая доля железа в камерном продукте повышается с 50,21% в исходных шламах до 57-58% при извлечении железа 89-92%. Основная масса цинксодержащих соединений, содержащихся в доменных шламах, переходит в пенные продукты флотации, которые характеризуются повышенной массовой долей цинка.

Самыми богатыми по цинку являются пенные продукты обесшламливающей флотации, полученные без подачи собирателя.

Массовая доля цинка в них составляет 7-8%, извлечение цинка 19-22%. При последующей флотации при дробной подаче реагента флон первые пенные фракции содержат 5-6 % цинка, а в последующих фракциях массовая доля цинка снижается до 2-3%.

В суммарном пенном продукте обратной катионной флотации массовая доля цинка в среднем составляет 4-5,8% при извлечении цинка 56-65%.

С увеличением расхода собирателя выход суммарного пенного продукта возрастает с 10 до 22%, массовая доля цинка в нем снижается с 5,8 до 4%, а массовая доля железа возрастает с 18 до 23,7%. Это говорит о том, что, наряду с цинксодержащими примесями, начинают флотироваться и железосодержащие компоненты шламов, тем самым, с одной стороны, разубоживая пенные продукты как цинксодержащие, с другой стороны, увеличивая потери железа с пенными продуктами флотации. То есть катионный собиратель флон может быть достаточно селективным собирателем цинксодержащих соединений в составе доменных шламов при небольших его расходах 100-150 г/т.

Аналогичные зависимости разделения железо- и цинксодержащих компонентов доменных шламов получены при обратной катионной флотации с использованием собирателя АНП.

При флотации текущих доменных шламов (проба 2) в щелочной среде ($pH=10$) при расходе собирателя АНП 200 г/т массовая доля цинка в камерном продукте снижается с 1,37% в исходных шламах до 0,51% при извлечении цинка 28,3%, а массовая доля железа в нем повышается с 48,02 до 57% при извлечении железа 90,5%. Полученные результаты говорят о целесообразности применения катионных собирателей в щелочной среде.

Пенные продукты флотации с массовой долей цинка 5-6% направляли на операции перечистки для повышения в них массовой доли цинка. Обратную флотацию проводили при расходе реагента флон 150 г/т, а получаемый пенный продукт флотировали также в режиме обратной флотации с использованием в качестве собирателя реагента флон.

В результате перечистки массовая доля цинка в пенном продукте повышается с 6,5 до 7,5% при извлечении цинка 65-68%. Камерный продукт перечистой операции с массовой долей цинка 1-1,5% необходимо возвращать в основную флотацию.

Пенные продукты перечистой флотации с массовой долей цинка 7-8% можно рассматривать как цинксодержащие сырье для цветной металлургии, которое может быть направлено на металлургическую плавку в печах Ванюкова. Получаемые камерные продукты флотации содержат в среднем 56-57% железа.

С целью повышения качества этих продуктов как железосодержащих концентратов проводили мокрую магнитную сепарацию при напряженности магнитного поля 115 кА/м.

В магнитном продукте массовая доля железа повышается с 57 до 62% при извлечении железа 86-87%. При этом наблюдается и некоторое снижение массовой доли цинка в этом продукте с 0,53 до 0,42-0,45%.

В немагнитном продукте массовая доля железа составляет 31-34%, а массовая доля цинка 0,9-0,94. Потери железа с немагнитной фракцией невысокие – 9-11%.

На основании проведенных исследований предложена принципиальная схема комплексной переработки железосодержащих шламов доменного производства, которая включает обратную флотацию шламов с перечисткой пенного продукта для получения цинксодержащего продукта для цветной металлургии, и мокрую магнитную сепарацию камерного железосодержащего продукта основной флотации для повышения в нём массовой доли железа.

Разработанный способ обесцинкования железосодержащих шламов газоочисток доменных печей с использованием обратной катионной флотации обеспечивает получение железосодержащего продукта, который может быть полностью возвращен в агломерационный передел. Это позволит наиболее полно использовать тонкодисперсные отходы металлургического производства, уменьшить объемы шламов, направляемых в шламохранилища, и снизить техногенную нагрузку на окружающую среду.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ УТИЛИЗАЦИИ ОСАДКОВ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ УК ТМК

М.А. Найманбаев, Н.Г. Лохова, Ж.А. Балтабекова

e-mail: madali_2011@inbox.ru, Казахстан, г. Алматы,

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения»
(АО «ЦНЗМО»)

Быстро развивающаяся промышленность поставила перед обществом большую задачу – защиту окружающей среды от загрязнения промышленными отходами.

Одним из направлений в исследованиях по разработке эффективных мероприятий защиты окружающей среды является создание и внедрение более совершенных методов обезвреживания и переработки отходов. Это достигается разными путями, в том числе и за счет попутного получения полезных продуктов из отходов производства.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Существующая технология получения титана и магния связана с образованием большого количества отходов, одним из которых являются осадки шламонакопителя. Пробы осадков шламонакопителя УК ТМК были отобраны с трех полей. Кроме того, осадок первого поля представлен пробами, взятыми с разных горизонтов – верхнего и нижнего. В таблице 1 приведен химический состав осадков.

Таблица 1 - Химический состав осадков шламонакопителя

№ поля шламонакопителя	Содержание, %						
	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂	Nb ₂ O ₅
1 (верхн. горизонт)	27,3	6,48	1,9	7,05	10,34	8,4	0,025
1 (нижн. горизонт)	28,0	3,8	2,8	9,10	5,80	5,2	0,122
2	26,9	4,0	0,3	14,1	1,9	6,0	0,099
3	30,9	2,8	1,6	16,9	3,4	6,0	0,036

Изучение фазового состава осадков шламонакопителя проводилось методами кристаллооптики, рентгенографии, термогравиметрии и спектроскопии.

Эмиссионный спектральный анализ проводили с использованием камеры с фокусным расстоянием 120 и 270 мм.

Кристаллооптический анализ образцов осадков шламонакопителя, проводили с помощью электронного растрового микроскопа с анализатором JEOL JXA-8230.

Рентгеновские экспериментальные данные получены на аппарате BRUKER D8 ADVANCE на медном излучении при ускоряющем напряжении 36 кВ, токе 25 мА.

Термический анализ проводили на приборах синхронного термоанализа STA 449 F3 Jupiter и Derivatograph-Q1000 при нагревании в атмосфере воздуха при следующих условиях: скорость нагрева 10 °С/мин, эталон Al₂O₃, интервал нагрева 20-1000°С.

На основании данных физико-химических методов анализа был установлен фазовый состав осадков трех полей шламонакопителя (таблица 2).

Определить, в виде какого соединения находится ниобий в осадках шламонакопителя, не представляется возможным из-за низкого содержания ниобия.

Сравнение данных физико-химических и химических методов анализа осадков позволило определить содержание основных фаз, %: карбоната кальция 40-45, кварца 3-5, гематита 10-15, железистого пренита 5-10.

Современное производство металлического титана основано на переработке титановых шлаков, получаемых при восстановительной электроплавке ильменитовых концентратов.

Титановые шлаки по природе весьма неустойчивы: скачкообразно переходят из жидкого состояния в твердое, неравновесны в присутствии углерода, по ходу плавки обогащаются высокотемпературными соединениями низших оксидов титана и сильно вскипают при определенных условиях. Указанные обстоятельства вынуждают применять ряд мер по предварительной подготовке шихты к восстановительной плавке. Весьма требователен данный процесс к выбору восстановителя: наиболее пригодными являются антрацит и молодые газовые угли¹.

¹ Бардин М.П., Резниченко В.Д. Исследование процессов восстановления и шлакообразования при плавке ильменитовых концентратов. В сб.: «Титан и его сплавы». - М.: Изд-во АН СССР. 1959. вып. 2. С. 27-39.

Настоящая работа посвящена исследованию возможности применения кальцийсодержащих осадков шламонакопителя УК ТМК в качестве флюсовой добавки при восстановительной плавке ильменитового концентрата.

Таблица 2 - Фазовый состав осадков шламонакопителя

Фазы		1 поле		2 поле	3 поле
		нижний горизонт	верхний горизонт		
Кальцит	CaCO ₃	+	+	+	+
Арагонит	CaCO ₃	-	+	-	+
Оксикерит		+	+	+	+
Кварц	αSiO ₂	+	-	+	+
Гематит	αFe ₂ O ₃	+	-	+	+
Пренит	Ca ₂ Al[AlSi ₃ O ₁₀]	+	-	+	-
Анастаз	TiO ₂	+	-	+	+
Рутил	TiO ₂	-	-	-	+
Гипс	CaSO ₄ ·2H ₂ O	+	-	-	+
Пирит	FeS ₂	-	-	-	+
Алюминат кальция	Ca ₅ Al ₆ O ₁₄	+	-	-	-
Периклаз	MgO	+	-	-	-
Магнезит	MgCO ₃	-	-	-	+
Титаномагнетит	FeO·TiO ₂ ·Fe ₂ O ₄	-	-	-	+
Сульфат железа	Fe ₂ (SO ₄) ₃	-	+	-	-
Корунд	Al ₂ O ₃	-	-	-	+
n.p.n.		37,6	33,6	40,4	32,4

Для опытов использовался ильменитовый концентрат Сатпаевского месторождения и осадок второго поля шламонакопителя, состав которых приведен в таблице 3.

Таблица 3 - Химический состав компонентов шихты

Продукт	Содержание, %							
	TiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	C _{орг.}
Ильменитовый концентрат	46,3	46,9	-	0,09	0,86	0,68	0,26	н.о.
Осадок шламонакопителя	6,0	-	14,1	26,88	1,9	4,0	0,3	40,4

Исследования восстановимости концентрата с добавками осадка шламонакопителя проводились в вертикальной высокотемпературной установке Таммана. В качестве восстановителя использовался антрацит ОАО «Сибантрацит», содержащий, мас. %: влага 7; зольность 3,5; летучие 2,1; сера 0,28; углерод 87,12, в количестве 10% от массы концентрата.

Плавку порошковой шихты проводили в графитовых тиглях при 1650°C.

Результаты экспериментов (таблица 4) показывают, что при плавке ильмени-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

та без флюса получается титановый шлак с 5,9% закиси железа.

Сравнительно высокое содержание последней можно объяснить недостатком восстановителя в шихте из-за низкого содержания углерода в антраците. Заметное восстановление ильменитового концентрата твердым углеродом начинается при 1000°C с образованием металлического железа². Если до образования первичных шлаков восстанавливаются главным образом оксиды железа¹, то после образования первичных шлаков оксиды железа и титана восстанавливаются одновременно. Результаты рентгенофазового анализа восстановленного образца № 1 (таблица 4) показывают присутствие металлического железа, оксида железа (II) FeO, метатитаната железа FeO·TiO₂ и низшего оксида титана Ti₃O₅.

По литературным данным³ в начальной стадии восстановления ильменита до 1000°C получают развитие процессы косвенного восстановления оксидов железа оксидом углерода CO.

Введение в состав шихты осадка шламонакопителя, содержащего оксидерит, может способствовать усилению косвенного восстановления оксидов железа за счет выделения большого количества CO, что приводит к снижению содержания закиси железа FeO в шлаке (см. таблицу 4).

Таблица 4 - Результаты плавки ильменитового концентрата с добавками осадка шламонакопителя

№ п/п	Добавка осадка шламонакопителя, %	Выход чугуна, %	Выход шлака, %	Химический состав шлака, %				Потери, %
				TiO ₂	FeO	CaO	Fe _{мет}	
1*	-	30,8	50,6	84,8	5,9	0,2	1,1	18,6
2	8,3	30,0	48,6	80,5	1,4	4,5	1,1	21,4
3	10,7	29,6	48,1	81,1	1,2	5,7	1,3	22,9
4	15,4	28,8	48,0	80,2	1,4	8,5	0,96	27,1
5	18,6	27,7	43,6	78,1	1,6	10,5	0,8	28,7

* Температура плавки 1700°C

С изменением количества добавленного осадка шламонакопителя в шихту меняется и фазовый состав шлака.

Содержание оксида титана в шлаке определяется содержанием TiO₂ в шихте.

Металлическое железо представляет собой механическую примесь, количество которой зависит от вязкости шлака.

В присутствии 8,3% осадка шламонакопителя, содержащего кальцит 2,2% по CaO, кроме металлического железа, закиси железа обнаружен оксид титана Ti₃O₅ и железистый перовскит (Ca,Fe)O·TiO₂ в количестве не более 2% (см. таблицу 4, № 2).

Увеличение содержания осадка шламонакопителя до 10,7% (см. таблицу 4, № 3), привело к снижению содержания оксида железа FeO до 1,2%, а весь титан представлен в виде рутила TiO₂. Известно³, что углекислый кальцит влияет на восстановление железа, снижает восстановление диоксида титана и температуру плавления шлаков.

² Бардин И.П., Халимов Ф.Б. Восстановление ильменита газообразным восстановителем и твердым углеродом. - М.: Изд-во АН СССР. 1959. вып. 2. С. 16-32.

³ Резниченко В.А., Рапопорт М.Б., Ткаченко В.А. Металлургия титана. - М.: Изд-во АН СССР. 1963. 200 с.

С ростом доли осадка шламонакопителя в составе шихты приводит к появлению перовскита $(\text{Fe,Ca})\text{O}\cdot\text{TiO}_2$ и монтичеллита $\text{Ca}(\text{Mg,Fe})\text{SiO}_4$ в количестве 1,5-2%.

Таким образом, добавка осадка шламонакопителя в шихту в количестве 10-15% от веса шихты обеспечивает восстановление оксидов железа до 98,5%; содержание закиси железа в шлаке уменьшается до 1,5%; титан представлен практически полностью рутилом TiO_2 .

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ОАО «МИХАЙЛОВСКИЙ ГОК»

А.А. Лавриненко, Т.В. Игнатова, Э.В. Шелепов**

e-mail: lavrin_a@mail.ru. Россия, г. Москва

Учреждение Российской академии наук Институт проблем комплексного освоения
недр РАН (УРАН ИПКОН РАН),

* ОАО «Михайловский ГОК» (МГОК)

Основным железорудным сырьём Михайловского ГОКа (МГОК) являются неокисленные железистые кварциты. Главные рудные минералы - магнетит и гематит, нерудные – кварц и алюмосиликаты. Неокисленные железистые кварциты Михайловского месторождения в отличие от ряда крупных месторождений железистых кварцитов КМА (Стойленское, Лебединское, Коробковское) и других регионов России (Костомукшское, Оленегорское и др.) характеризуются высокими прочностными, абразивными и низкими технологическими свойствами. Им присущи незначительные колебания содержания железа общего, низкое количество вредных компонентов (сотые и тысячные доли % серы и фосфора) и существенная (от 16 до 30%) изменчивость по массовой доле железа магнетитового.

Минеральный состав рудной шихты неокисленных кварцитов МГОК отличается тем, что лишь около половины массовой доли железа в шихте приходится на сильномагнитные минералы (магнетит).

Особенностью магнетитового концентрата, получаемого из неокисленных кварцитов Михайловского месторождения методом мокрой магнитной сепарации, является невысокая массовая доля железа общего и наличие широкого спектра элементов-примесей. В силу этих причин магнетитовый концентрат по своей металлургической ценности, определяемой совокупностью содержания железа и диоксида кремния, не соответствует требованиям к исходному сырью для производства высококачественных окатышей и последующей металлизации.

Сложившиеся тенденции в металлургии показывают, что наиболее предпочтительным сырьем являются доменные окатыши с высокой массовой долей железа общего 65-66 % и низкой массовой долей диоксида кремния 4-4,5 %, а технология прямого восстановления железа требует еще более низкой массовой доли диоксида кремния на уровне 2,5-3%.

Ранее выполненные исследования (МГОК, Механообрчермет, Механообр, Белмеханообр) убедительно показали, что повышение содержания железа в концентратах до 69,8% (кремнезема 3,0%) может быть достигнуто только с использованием фло-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

тационного метода обогащения. Обратная катионная флотация по сравнению с другими способами флотации характеризуется более высокой селективностью, скоростью и наименее чувствительна к солям жесткости.

Для флотационной доводки магнетитового концентрата на МГОК были разработаны и проверены схемы с замкнутым и открытым циклом процесса.

Первоначально был выполнен комплекс лабораторных и полупромышленных испытаний по флотационной доводке концентрата в замкнутом цикле с использованием пилотной установки колонного типа. Технологическая схема флотационной доводки магнетитового концентрата включала:

- основную флотацию в замкнутом цикле (с подачей в процесс камерного продукта контрольной флотации);
- перечистную флотацию камерного продукта основной флотации;
- контрольную флотацию пенных продуктов основной и перечистой флотации.

Флотация проводилась в щелочной среде. В процесс подавался концентрат с массовой долей железа общего 65,0-66,0 %. В качестве собирателя использовался амин РА-14 фирмы ТОМА, депрессора минералов железа – кукурузный щелочной крахмал. Основным компонентом флотореагента РА-14 является аминоэфир состава $R-O-CH_2CH_2CH_2-NH_2$. Этот собиратель считается биологически разлагаемым микроорганизмами. За 28 дней он разлагается на 45 %.

Были опробованы различные типы катионных собирателей. В результате обогащения магнетитовых концентратов МГОК с массовой долей железа 65,0-66,0% получено 85,4-87,4% флотационного концентрата с массовой долей железа общего 69,7-69,9% и кремнезема 2,9-2,7%, при извлечении железа в концентрат 90,8-92,5%. При флотационной доводке достигнуто снижение содержания кремнезема, в среднем на 5,0%, содержания серы на 0,011%, суммы щелочей в 2 раза.

В ходе выполнения полупромышленных испытаний были получены исходные данные для разработки технологического регламента и проекта отделения флотации. Флотационная установка состоит из двух независимых идентичных флотационных линий. В операциях основной и перечистой флотации установлены колонные машины объемом 174 м³, в контрольной флотации – машина объемом – 116 м³. Обе линии имеют общую систему кондиционирования с крахмалом и две независимые системы контактирования с амином.

В результате испытаний схемы с открытым циклом флотационной доводки магнетитового концентрата не удалось получить концентрат с массовой долей диоксида кремния 3,%. Возврат в основную операцию камерного продукта контрольной флотации, в который интенсивно извлекались шламистые частицы, приводил к повышенному пенообразованию и увеличению циркулирующей нагрузки, что нарушало селективность флотации. В целом, разделительный процесс нарушался, пенный продукт контрольной операции (хвосты флотации) выделялся с высокой массовой долей железа.

В связи с этим была разработана технологическая схема с открытым циклом флотации, которая обеспечивала получение низкокремнистого флотационного концентрата. При этом камерный продукт контрольной флотации (промпродукт флотации) дорабатывается в отдельном цикле. По технологии с открытым циклом,

процесс флотации протекает стабильно и за меньшее время.

Был определен оптимальный технологический режим процесса флотации. Наибольшее извлечение железа достигается с собирателем РА-14, который является сильным собирателем и его расход составляет 45-60 г/т. Удельный расход крахмала составляет 350-400 г/т исходного питания при показателе рН среды 9,4-9,6.

Результаты испытаний показали, что массовая доля железа общего и диоксида кремния во флотационном концентрате составляет 69,7 и 2,9%, соответственно. Получаемый концентрат пригоден для производства доменных окатышей повышенного качества, а также может служить исходным сырьем для производства металлургического продукта. Об этом свидетельствуют положительные результаты полупромышленных испытаний прямого восстановления окатышей, полученных из флотационного концентрата ОАО «Михайловский ГОК» на установках металлургии Оскольского электрометаллургического комбината и ОАО «Лебединский ГОК».

Для изучения закономерностей изменения массовой доли общего железа во флотационном концентрате, полученном по технологическим схемам с замкнутым и открытым циклах, флотационному концентрату - камерному продукту перемешивания флотации был выполнен седиментационный анализ. Сравнение результатов седиментационного анализа флотационных концентратов, полученных в открытом и замкнутом циклах, говорит о принципиальных трудностях получения низкокремнистых концентратов с массовой долей диоксида кремния 3,0% по технологической схеме с замкнутым циклом флотации.

Значительное увеличение массовой доли классов крупности менее 30 мкм во флотационном концентрате однозначно приводит к существенному ухудшению работы отделения фильтрации и повышению массовой доли влаги. При производстве флотационного концентрата в открытом цикле массовая доля влаги в среднем составила 9,93%, а при испытаниях в замкнутом цикле показатель массовой доли влаги в концентрате в среднем составил 10,35%. Очевидно, повышенное содержание влаги во флотационном концентрате, полученная в замкнутом цикле, объясняется существенно большей долей класса минус 30 мкм. При этом исследования показывают, что в концентрате, полученном в замкнутом цикле флотации, отмечается повышенная удельная поверхность 2039 см²/г, против 1860 см²/г концентрата, полученного в открытом цикле флотации.

В процессе промышленной эксплуатации колонной флотации были установлены основные зависимости между параметрами процесса. Изучено влияние фактора изменчивости питания флотации, расхода воздуха и глубины пенного слоя. Установлено, что увеличение толщины пенного слоя не оказывает заметного влияния на качество концентрата, но способствует снижению выхода концентрата и извлечения в него ценного компонента. Наибольший интерес представляет реакция процесса флотации в колоннах на изменение расхода промывной воды пенного слоя. Увеличение расхода промывной воды в операции основной флотации способствует росту выхода концентрата, в контрольной флотации - снижению массовой доли железа общего в пенном продукте.

Производство флотационного низкокремнистого концентрата позволило расширить производственные возможности МГОК в области качества, сохранения устойчивой позиции предприятия в современных условиях и повышения конкурентоспособности продукции.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Обратная катионная флотация в машинах колонного типа была использована также для доводки гематитового концентрата, полученного из хвостов мокрой магнитной сепарации (ММС), которых образуется на МГОК, примерно, 27 млн. тонн в год. Средний размер зерен гематита в хвостах ММС составляет 30 мкм, плюсовые классы имеют низкое содержание железа за счет бедных сростков рудных и нерудных минералов, а минусовые классы сильно ошламованы и труднообогатимы.

Особенностью предложенной технологической схемы являлось удаление перед обогащением крупных сростков и шламов, создание необходимой плотности для обогащения. Схема подготовки текущих хвостов ММС обеспечивает получение исходного питания с массовой долей 78-90% класса минус 44 мкм, твердого 25-37 % для флотационного обогащения.

Была принята технологическая схема, включавшая в себя основную и перечистную обратную катионную флотации. Для процесса применялась оборотная вода с хвостохранилища. Расходы реагентов, в среднем, составили для собирателя 120-150 г/т, депрессора 500-700 г/т, регулятора среды 120-160 г/т. Показатель рН среды флотации 9,6-10,2. Опыты по лабораторной флотации подрешетного продукта дали положительный результат - получен флотационный концентрат с массовой долей железа более 56 %.

В качестве экспериментальной рассматривалась схема с двумя перечистными операциями и контрольной. При таком варианте камерный продукт контрольной флотации имел низкое качество, а прирост массовой доли железа в перечистных операциях был незначителен, что не позволяло получать гематитовый концентрат на уровне 56 %.

Полученный гематитовый концентрат по основной схеме обезвоживался на дисковых вакуум-фильтрах и далее смешивался с рядовым магнетитовым концентратом для последующего производства окатышей. Несмотря на низкое изначальное качество (около 56 % железа общего), данный концентрат практически не оказывает негативного воздействия на производство окатышей, т.к. в процессе окомкования, при высокотемпературном обжиге не происходит окисление магнетита до гематита, а наличие органических примесей (ППП – 5,7 %) наоборот повышает содержание железа в обожженных окатышах.

ОТХОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ ГЕТИТ-ГИДРОГЕТИТОВЫХ РУД – ИСТОЧНИК ПОЛУЧЕНИЯ ПОПУТНОЙ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ

В.Н. Соколова, Ю.Н. Лосев, Г.А. Сладкова

e-mail: fl-viktoria@yandex.ru, Россия, г. Москва,

Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского»
(ФГУП «ВИМС»)

Развитие промышленности ведет, с одной стороны, к истощению и удорожанию сырьевых ресурсов, а с другой – к накоплению отходов. Отвалы и хвостохранилища занимают огромные площади, значительно ухудшают экологию и наносят

предприятиям значительный экономический ущерб. Актуальной задачей является разработка ресурсосберегающих технологий, позволяющих утилизировать отходы производства с получением продукции, удовлетворяющей требованиям потребительского рынка.

Одним из возможных направлений утилизации железосодержащих отходов обогащения гетит-гидрогетитовой руды Тагарского месторождения - шламов является получение попутной товарной продукции – железооксидных пигментов различных видов и назначения (природных и синтетических).

С учетом физико-химических свойств (химического и фазового составов, наличия примесей, степени дисперсности и аморфности фаз) отработаны условия переработки шламов с получением природных железооксидных пигментов. Для получения пигментов красного цвета рекомендован обогатительный обжиг при температуре 700°C в течение 1 часа. Определены минеральный состав огарков, содержание железа общего – 40,4%, а также некоторые физико-химические параметры, характеризующие качество железооксидных пигментов: массовая доля веществ, растворимых в воде – 0,2%; массовая доля воды и летучих веществ при 105°C – 0,7%; pH суспензии водной вытяжки – 6,6; маслосмкость – 45 г/100 г.

Для получения синтетических железооксидных пигментов разработаны технологии, обеспечивающие высокую степень извлечения железа из сырья (~90%) в растворы, соответствующие по составу и концентрациям, применяемым при синтезе в промышленных условиях.

Желтый и черный железооксидные пигменты получены осадочно-щелочным способом, а красный и коричневый – осадочно-прокалочным. Изучено влияние параметров процессов получения гидроксидов железа (изменение концентрации исходных реагентов, кислотности среды, температуры и скорости окисления) на результаты синтеза железооксидных пигментов различных цветов.

Определены технологические режимы синтеза желтого и черного пигментов: оптимальная концентрация раствора сульфата железа – 100-120 г/л; pH процесса – 3,5-4,0 и 5,2-11,5; температура синтеза – 60-70 и 85-90°C, соответственно; продолжительность окисления воздухом – 6 часов. Для получения красного пигмента часть желтого железооксидного пигмента прокаливают при температуре 550-600°C в течение 1 часа. Для получения коричневого пигмента часть черного железооксидного пигмента прокаливают при температуре 400°C в течение 1 часа.

Полученные образцы пигментов соответствуют нормам международного стандарта ISO 1248/74 (таблица 1).

Учитывая минеральный состав шламов - гетит, гематит, магнетит, каолинит, монтмориллонит, кальцит, кварц, также было предложено использовать их в качестве связующего для получения окатышей магнетитового концентрата. Сопоставление основных характеристик окатышей с традиционным связующим - бентонитом и шламом показало, что последние имеют лучшую восстановимость и горячую прочность. Проведенный расчет показателей плавки с 10,7% окатышей в шихте с добавками в качестве связующих 5% шлама и 0,5% бентонита показал, что замена дорогостоящего бентонита на шлам практически не влияет на показатели доменной плавки.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1 - Физико-химические показатели образцов синтетических железисто-оксидных пигментов

Показатели	Желтый пигмент		Красный пигмент		Черный пигмент		Коричневый пигмент	
	обр.	ISO 1248-74	обр.	ISO 1248-74	обр.	ISO 1248-74	обр.	ISO 1248-74
Содержание железа (Fe ₂ O ₃), %	85,5	83	95,6	95,0	83,0	70,0	80,5	70,0
Массовая доля веществ, растворимых в воде, %	0,6	<1	0,6	0,3-1,0	0,5	<1	0,6	0,3-1,0
Массовая доля воды и летучих веществ (105°C), %	0,9	1,0	0,5	1,5	1,5	2,5	1,0	2,5
Массовая доля остатка после мокрого просеивания на сите (размер отверстий 63 мкм), %	0,4	0,1-1,0	0,8	0,1-1,0	0,5	0,1-1,0	0,9	0,1-1,0
pH водной суспензии	4,5	4,0-7,0	4,5	2,5-6,0	7,4	6,0-8,0	6,5	4,5-7,0
Маслоемкость, г/100 г	35	35-60	43,1	45	-	-	-	-
Укрывистость г/м ²	18,0	20	8,0	8	-	-	-	-

Таким образом, показано, что отходы обогащения могут быть успешно утилизированы с получением попутной товарной продукции. Разработанные технологические решения также могут быть использованы при переработке руд аналогичного типа других месторождений России.

**УТИЛИЗАЦИЯ ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННОГО МАТЕРИАЛА***

Е.В. Зелинская, В.В. Барахтенко, А.Е. Бурдонов, А.В. Головина

e-mail: zelinskaelena@mail.ru, Россия, г. Иркутск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Иркутский государственный технический университет» (ГОУ ВПО ИрГТУ)

В настоящее время в условиях сокращения запасов разведанного природного сырья, а так же усиливающейся антропогенной нагрузки на окружающую среду особое значение приобретает проблема расширения использования отходов произ-

* Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ ГК № 16.740.11.0530 - ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009-2013 годы.

водства и потребления¹.

Эффективность работы всех отраслей промышленности оценивается в том числе по балансу массы основного продукта производства и объема образовавшихся при этом техногенных отходов.

Наиболее неблагоприятными, в этом плане, являются предприятия топливно-энергетического комплекса, горно-обогатительные предприятия, а именно тепловые электрические станции (ТЭС) и предприятия по добыче минерального сырья, являющиеся источниками образования крупнотоннажных минеральных твердых отходов.

Вследствие высоких мощностей производства возрастает и количество золошлаковых отходов. Не смотря на то, что по сравнению с 2008 г., в 2009 г. в Российской Федерации объем образованных минеральных отходов снизился на 5 %, их количество очень велико и составляет более 200 млн. т.

По данным государственного доклада “О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2009 году” Иркутская область находится в первой десятке среди регионов по объему образующихся минеральных отходов. Только золошлаковых отходов образуется более полутора миллионов тонн в год). Также не может не беспокоить очень низкий процент использования данных отходов – менее 5 %. Можно сказать, что эти отходы не используются совсем.

Помимо проблемы, связанной с накоплением крупнотоннажных минеральных отходов, как отмечено в аналитическом отчете² «самая острая проблема, тормозящая рост строительства в Иркутске и области - нехватка строительных материалов». Причем практически на всех предприятиях наблюдается высокая изношенность производственных мощностей. В итоге отрасль выдает продукцию низкого качества по завышенным ценам».

Многие современные высококачественные строительные материалы в регионе не выпускаются, наполнение ими рынка осуществляется за счет поставок из других территорий, например, сайдинг. При этом из-за прекращения производства поставки из других регионов, например, производство мягких кровельных и изоляционных материалов увеличились в 5,4 раза.

Исходя из сказанного, перспективным направлением нам представляется использование крупнотоннажных минеральных отходов для изготовления строительных материалов.

В мировой и российской практике отходы промышленности при производстве строительных материалов используются давно.

Тенденции развития производства в целом, и в особенности строительной индустрии, предусматривает широкое использование техногенного сырья.

В Национальном исследовательском Иркутском государственном техническом университете на кафедре Обогащения полезных ископаемых и инженерной экологии им. С.Б.Леонова разработан новый высокоэффективный теплоизоляционный огнестойкий материал ПЕНОЗОЛ, изготовленный из золошлаковых отходов (зола

¹ Туркина И.А. Необходимость и опыт использования отходов производства//Сб. докладов V Международного конгресса по управлению отходами и природоохранным технологиям ВэйстТэк-2007. 29 мая – 1 июня 2007 г. М., 2007 г.

² Анализ рынка недвижимости г. Иркутска. Маркетинговые исследования

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

уноса) ТЭЦ и полимерного связующего.

В качестве технологии получения ПЕНОЗОЛа применяется заливочная технология. Одним из преимуществ ее является возможность изготовления теплоизоляционного материала прямо на строительном объекте, заполнением пространства, оставленного под теплоизоляцию, подобно монтажной полиуретановой пене. Помимо этого планируется производить ПЕНОЗОЛ в производственном цехе, заливом в формы и последующим разрезом на плиты необходимой толщины, которые потом реализуются.

Основными компонентами являются жидкое полимерное связующее и зола уноса. Все компоненты смешиваются, под действием катализатора – вспенивающего агента происходит поднятие пены и дальнейшее ее отверждение. Готовый материал представляет собой твердый неэластичный мелкоячеистый пенопласт.

Наполнитель (зола уноса ТЭЦ) удешевляет стоимость, снижает способность к распространению пламени по поверхности и дымообразующую способность, то есть именно те свойства, которые на основании нового ФЗ № 123-ФЗ предъявляются к пожарной безопасности строительных, в том числе теплоизоляционных материалов. К тому же, наполнитель снижает кислотность материала (показатель рН при наполнении 40-50% составляет 6,5-7), что необходимо при контакте с металлоконструкциями. Это обуславливает перспективность разрабатываемого материала для применения на российском рынке.

ПЕНОЗОЛ может использоваться для теплоизоляции гражданских и жилых зданий любой этажности, как теплоизоляционный слой наружных стеновых панелей и внутренних перегородок, чердачных перекрытий, «черных» полов и т.д., а также для теплоизоляции магистральных нефте-газо- и локальных теплотрасс.

На рисунке 1 показан теплоизоляционный материал ПЕНОЗОЛ, произведенный в лабораторных условиях НИ ИрГТУ В лаборатории ИрГТУ были испытаны плотность (ГОСТ 17177-94) и коэффициент теплопроводности (ГОСТ 30256-94) образцов с различной степенью наполненности (20-45%). В результате получились следующие значения:

- ✓ плотность 21-90 кг/м³;
- ✓ коэффициент теплопроводности 0,034-0,042 Вт/м*К.

Данные измерения позволяют сделать вывод, что по этим важным показателям ПЕНОЗОЛ имеет одни из лучших значений среди других видов теплоизоляционных материалов.



Рисунок 1 - ПЕНОЗОЛ

**ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ РУД КОЛЬСКОГО
ПОЛУОСТРОВА В СТРОИТЕЛЬНЫЕ КЕРАМИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ***

О.В. Суворова, Д.В. Макаров¹, В.А. Бокарева, В.Е. Плетнева

e-mail: makarov@iner.ksc.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии
редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
Кольского научного центра РАН (УРАН ИХТРЭМС КНЦ РАН)

¹Учреждение Российской академии наук Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН (УРАН ИППЭС КНЦ РАН),

Мурманская область не располагает месторождениями высококачественного традиционного сырья для производства керамики – высокопластичных каолиновых глин. В то же время, наличие больших ресурсов техногенного сырья создает предпосылки для широкого развития производства строительных керамических изделий.

Основные преимущества развиваемой нами научно-технической идеи заключаются в том, что:

- ✓ в качестве сырья могут быть использованы практически любые хвосты обогащения путем регулировки соотношений компонентов таким образом, чтобы при обжиге состав попадал в оптимальную область;
- ✓ компонентами шихт керамических материалов являются исключительно отходы обогащения, первичное сырье не используется.

При получении керамических изделий из вторичных продуктов на основе хвостов обогащения экономическая эффективность будет заключаться в снижении платы за сырье и предотвращенном экологическом ущербе. Применение техногенного сырья снижает потребности в первичных минерально-сырьевых ресурсах. Отпадает необходимость в специализированных карьерах по разработке глин, нарушении природных ландшафтов.

В настоящей работе в качестве техногенного сырья были исследованы хвосты обогащения медно-никелевых, апатито-нефелиновых руд и железистых кварцитов. В составе отходов обогащения медно-никелевых руд преобладают хлориты и гидрхлориты, имеющие каолинитоподобную структуру, а также серпентины. Основным минералом хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд является нефелин. Хвосты обогащения железистых кварцитов преимущественно состоят из кварца (содержание SiO₂ колеблется от 60 до 75 %), присутствуют также полевые шпаты, амфиболы, пироксены и слюды.

Было приготовлено несколько составов керамических пресс-порошков с разным соотношением компонентов: хвостов обогащения медно-никелевых, апатит-нефелиновых руд и железистых кварцитов.

Сырьевые компоненты измельчали до удельной поверхности 3000 см²/г.

Смесь тщательно гомогенизировали, увлажняли до оптимальной влажности и формовали прессованием при удельном давлении 20 МПа.

В качестве временной связки для придания прочности сырцу использовали

* Работа выполнена при поддержке РФФИ (грант №10-03-98802p_север_a)

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

сульфитно-спиртовую барду в количестве 0.5 мас. %. После сушки при 105°C образцы обжигали при температурах 900-1100 °С с изотермической выдержкой 0.5-5 часов. Остывание проводили в печи в течение 8 часов.

Обожженные образцы испытывали на прочность при сжатии и изгибе. Кроме того, определяли среднюю плотность, пористость, водопоглощение, усадку, теплопроводность и морозостойкость.

Физические и механические характеристики некоторых полученных керамических материалов приведены в таблице.

Как видно, керамические массы отвечают требованиям ГОСТ и могут быть рекомендованы для получения стеновой строительной керамики – полнотелого и пустотелого кирпича с улучшенными механическими характеристиками. При этом оптимальные температуры обжига в основном составляют 950-1050 °С, а интервал спекания – 70-100°C.

Повышение температуры обжига для ряда составов до 1050-1100°C позволяет получить керамику, сопоставимую по физико-механическим свойствам с фаянсом и полуфарфором.

Таблица - Физико-механические свойства керамических масс после обжига

№	Усадка, %				Водопоглощение, %				Прочность, МПа							
									При сжатии				При изгибе			
	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
1	1.3	1.6	2.6	5.7	25.4	24.2	24.1	15.7	7.4	13.4	21.3	40.4	1.8	4.5	6.7	15.6
2	1.5	2.2	4.7	12.4	23.1	24.8	18.3	1.7	16.6	23.8	51.7	121.9	4.2	7.8	13.2	35.1
3	1.6	2.7	7.4	13.7	23.8	20.9	11.2	0.3	20.7	29.1	89.3	142.5	4.1	7.9	18.3	45.6
4	1.8	2.9	7.5	14.4	25.0	22.0	11.4	0.6	22.9	44.3	83.3	187.6	6.8	14.5	16.6	38.5
5	1.7	2.9	10.9	12.0	23.0	20.5	6.0	0.2	29.9	48.6	104.9	154.5	7.6	9.1	20.4	70.3

Примечание. Температура обжига, °С: 1 – 950, 2 – 1000, 3 – 1050, 4 – 1100.

Из литературных данных известно, что зачастую стеновые керамические изделия, полученные методом полусухого прессования, характеризуются относительно невысокими показателями морозостойкости. Поэтому дальнейшие исследования были направлены на обеспечение увеличения морозостойкости и снижения теплопроводности керамических материалов без ухудшения их механических свойств. С целью оптимизации соотношения пор различного размера в состав керамических пресс-порошков вводили различные добавки.

Использовали уголь и карбонатит (вскрышная порода Ковдорского месторождения комплексных руд).

Количество добавок изменяли от 2 до 10 %. Кроме того, регулирование структурных характеристик керамики осуществляли с помощью предварительной классификации сырьевых материалов по крупности.

Исследования показали, что при оптимальных количествах добавок и соотношениях крупных и мелких классов в сырьевых смесях полученные керамические материалы характеризуются морозостойкостью 50 циклов и более.

ПЕРСПЕКТИВА ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БИОМАГНИТНОЙ ТЕХНОЛОГИИ В ОБОГАЩЕНИИ ЗОЛОТА

И.И. Волобаев, З.Р. Ульберг, Л.Г. Марочко

e-mail: volobayev@gala.net, Украина, г. Киев,
Институт биокolloидной химии им. Ф.Д. Овчаренко
Национальной академии наук Украины (ИБКХ НАНУ)

Истощение запасов легкообогатимого золота заставляет технологов осваивать всё новые типы сырья, которые не поддаются переработке по классическим технологиям. Поэтому в последнее время всё больше возрастает вполне обоснованный интерес к освоению месторождений, содержащих тонкое золото. Однако обогащение такого типа руд требует использования гидрометаллургической переработки (т.к. к примеру, минимальный размер зёрен золота, поддающийся флотации 5 мкм). Гидрометаллургическая переработка, является достаточно эффективным методом обогащения, но его применение сопряжено как с большими экологическими проблемами, связанными с использованием веществ и продуктов жизнедеятельности микроорганизмов (при биоокислении или выщелачивании), которые наносят вред окружающей среде, так и с химическими процессами, приводящими к снижению показателей обогащения (например прег-роббинг).

Нашим институтом ранее был разработан эффективный метод биофлотации золота, основанный на использовании клеток микроорганизмов в качестве высоко-селективных флокулянтов тонкодисперсного золота. Для дальнейшего усовершенствования была поставлена задача разработать принципиально новый биотехнологический процесс извлечения золота, который можно было бы применить также к наноразмерным частичкам, при этом не прибегая к использованию токсичных веществ.

В его основе лежит создание высокоспецифического биофлокулянта на основе клеток бактерий и микроводорослей с включением в их структуру магнитных высокодисперсных оксидов железа, активно аккумулирующих частицы золота с образованием биоагрегатов с размерами 60-100 мкм. Дальнейшее их извлечения становится возможным с использованием флотации и магнитной сепарации.

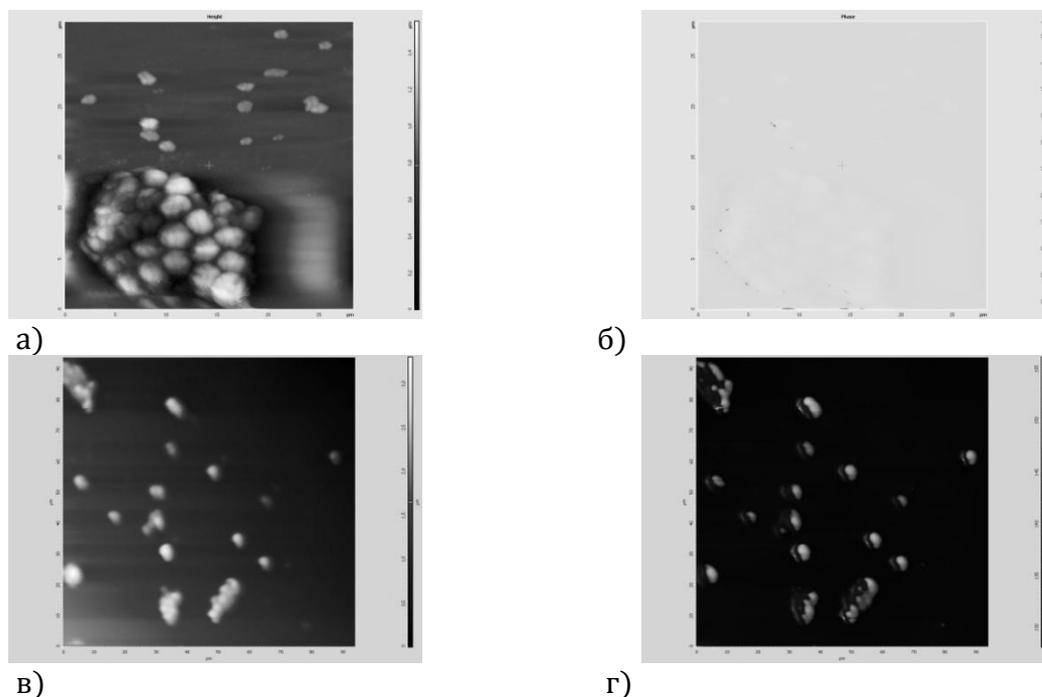
Клетки микроводорослей *Chlorella vulgaris* larg 3 со встроенными в их структуру наночастицами оксидов железа получали путём их насыщения электролитом, содержащим (FeCl_3) с последующим восстановлением металла с образованием коллоидной фазы

На рисунке 1 изображены магнитно-силовые фотографии исходных клеток и содержащих частицы железа, полученные в ЦКПП «Лаборатория сканирующей зондовой микроскопии» Института магнетизма НАН и МОН Украины, отсутствие рисунка на магнитно-силовой фотографии исходных клеток свидетельствует о том, что они не обладают ферромагнитными свойствами, а на снимке клеток насыщенных железом, явно видно зоны проявления ферромагнитных свойств (светлые участки).

Рентгеноструктурный анализ (рисунок 2) клеток показал, что, практически не имея в своём составе железосодержащих веществ до контакта с $\text{FeCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ (содержание железа общего составляло 0,0051 %), в составе клеток появляются такие ве-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

щества, как $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ (пик 0,268 нм), $\delta\text{-FeO(OH)}$ (пик 0,222 нм), $\delta\text{-FeOOH}$ (пик 0,168 нм), Fe_3O_4 (пик 0,253 нм), что объясняет появление ферромагнитных свойств, проявление которых чётко видно на магнитно-силовой фотографии.



а, б – изображение рельефа и распределения магнитных свойств исходных клеток; в, г – тоже, клеток насыщенных железом

Рисунок 1 - Магнитно-силовые фотографии слеток *Chlorella Vulgaris Larg*

Исследования по магнитной сепарации клеток из суспензии показали, что самое эффективное извлечение клеток происходит при величине магнитной индукции в 1 Тл, что позволит в биотехнологическом процессе использовать промышленные сепараторы с постоянным магнитом и существенно снизить расходы электроэнергии

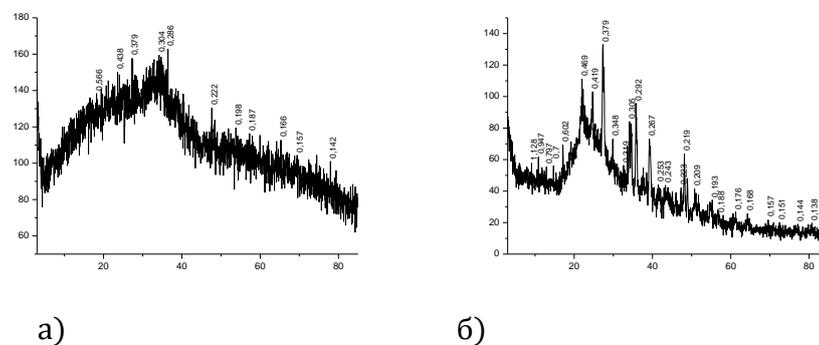


Рисунок 2 - Дифрактограмма клеток *Chlorella Vulgaris Larg*. 3 до (а) и после (б) контакта с электролитом

Чтобы определить возможность клеток к аккумуляции частиц золота на своей поверхности был приготовлен искусственный золь золота, с крупностью частиц 80 нм. Клетки с различным содержанием железа приводили в контакт и выдерживали с золев 30 минут. Было установлено, что клетки насыщенные железом имеют лучшую способность к накоплению на своей поверхности частиц золота, чем исходные, что подтверждает геохимическое родство этих двух металлов. Зависимость извлечения золота из золя от содержания железа в клетках приведена на рисунке 3.

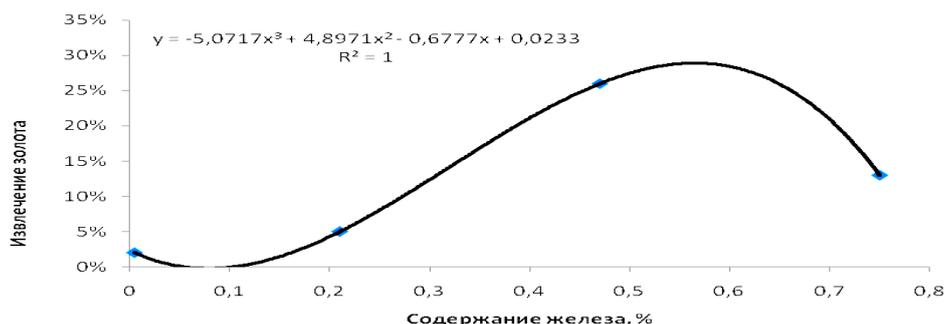


Рисунок 3 - Зависимость извлечения золота из золя клетками от содержания в них железа

Как видно из графика, лучше всего золото извлекается клетками с содержанием железа 0,47 %, а для клеток с содержанием 0,75 % этот показатель значительно хуже. Данное явление может объясняться тем, что клетка перенасыщается железом и теряет способность к сорбции золота, поэтому одной из основных задач последующих исследований будет выбор наиболее оптимального содержания железа.

Измерения ζ -потенциала клеток (рисунок 4) с различным содержанием железа показало, что наилучшему показателю извлечения соответствует минимальное значение потенциала. Этот параметр наряду с гидрофильно-гидрофобными свойствами поверхности формируемого биокомплекса определяет эффективность дальнейшего извлечения золота из минеральных дисперсий.

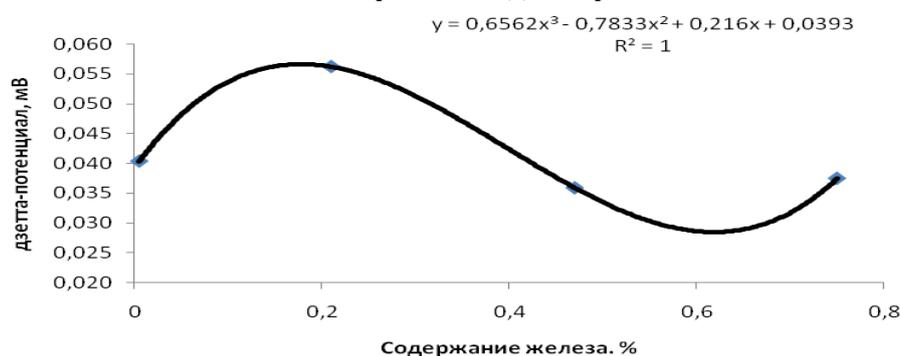


Рисунок 4 - Зависимость значения ζ -потенциала клеток от насыщения их железом

Полученный в лабораторных условиях результат извлечения золота 26% нельзя отнести к большим технологическим достижениям, однако это доказывает

принципиальную возможность использования биомагнитного метода. Дальнейшие исследования будут направлены на отработку технологических параметров путём анализа и регулирования множества факторов, которые оказывают влияние на аккумуляцию частиц золота биоконплексом клетка-железо, а также проведение более сложных модельных испытаний для определения влияния минерального состава руд на эффективность процессов флотации и магнитной сепарации.

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ РАСТВОРОВ И ПУЛЬП: УГОЛЬ ИЛИ СМОЛА?

Н.В.Воробьев-Десятовский, Б.В.Аксенов

e-mail: Vdesjatovsky@polymetal.spb.ru, Россия, г.Санкт-Петербург
Закрытое акционерное общество «Полиметалл Инжиниринг»

В современной золотоизвлекающей промышленности сорбционное извлечение золота и серебра является одной из самых распространенных гидрометаллургических операций. В качестве сорбентов используются либо ионообменные смолы, либо активированные угли. И тот, и другой тип сорбентов в России в настоящее время практически не производится.

Цель доклада – сравнить преимущества и недостатки каждого сорбента.

1. Активированные угли. Основное преимущество активированных углей заключается в их довольно высокой селективности по отношению к цианидным соединениям золота и серебра. При их применении в цианидном процессе используются только щелочные растворы. Угольные адсорбенты обладают высокой емкостью по золоту и характеризуются относительно высокой скоростью адсорбции. Большой размер гранул (как правило, 1.5x2.8 мм) позволяет использовать сравнительно небольшие погружные грохота в процессах С1Р и С1Л. При правильном ведении процесса десорбции остаточное содержание золота на углях не должно превышать 20 г/т, что гарантирует содержание золота в последней сорбционной емкости на уровне 0.01-0.005 мг/л. Основными недостатками углей является их большие потери вследствие абразивного износа (20-100 г/т), потери серебра при десорбционной обработке адсорбентов с применением процессов ААРЛ или ІРS, ухудшение сорбционных характеристик углей в присутствии в жидкой фазе органических соединений (примеси ГСМ, остатки флотореагентов, флокулянтов, гуматов из почв), что затрудняет их использования при переработке упорных руд, характеризующихся прег-роббингом первого рода, необходимостью термической реактивации углей для поддержания их сорбционной активности и, как следствие, большими операционными затратами, по сравнению с наиболее удачными видами ионообменных смол.

2. Ионообменные смолы. Пионером в разработке ионообменных смол для золотодобычи был СССР, освоивший промышленное изготовление и применение смолы АМ-2Б, однако в настоящее время эта смола в России не производится и морально устарела из-за появления на западном рынке более современных образцов смол. В настоящее время известны 3 основных типа смол: слабоосновные, среднеосновные

и сильноосновные.

Слабоосновные смолы характеризуются ограниченной емкостью по золоту, но металл легко десорбируется с них 1 М растворами NaOH при остаточном содержании золота до 100 г/т. В настоящее время эти смолы промышленно не выпускаются, но считаются перспективными материалами.

Среднеосновные смолы Aurix имеют гуанидиновые функциональные группы, характеризуются высокой емкостью по золоту. Их основные недостатки связаны с тем, что успешное элюирование проводится не просто раствором NaOH, но его смесью с бензоатом натрия, NaOC(O)C₆H₅, без которого десорбция длится слишком долго. Кроме того, эта смола требует очень тщательного контроля величины pH при сорбции и характеризуется высоким остаточным содержанием золота после десорбции (до 200 г/т), что может привести к значительным потерям золота с жидкой фазой. Исследования, проведенные в ЗАО «Полиметалл Инжиниринг» показывают также, что помимо перечисленных выше смол, может представлять интерес и смола Purolite S992.

Сильноосновные смолы Minix и Purolite A100 в определенной степени являются аналогами советской AM-2Б, но Minix – более продвинутая разработка, отличающаяся от AM-2Б природой сорбционно-активной группы, представляющей собой кватернизованный трибутиламин. Результатом этого является повышение селективности адсорбента по отношению к золоту, увеличение механической прочности (потери смолы в процессе RIP 2-5 г/т руды). Безусловным достоинством смол этого класса является отсутствие негативного действия на адсорбцию золота и органических соединений в жидкой фазе, что важно при борьбе с прег-роббингом первого рода. Недостатком смол этого типа является использование растворов H₂SO₄ для элюирования примесей соединений цветных металлов и горячих (до 60 °С) кислых растворов тиомочевина для элюирования золота со смолы. В результате, возникает необходимость в капитальных затратах на строительство хвостохранилища для кислых растворов или в дополнительных капитальных и операционных затратах на нейтрализацию кислых промывных элюатов, содержащих цветные металлы. Кроме того, тиомочевина, не обладая острой токсичностью, подобной цианидам, относится к категории ферментных ядов, медленно, но верно разрушающих организм человека. Еще один существенный момент связан с размером зерен смолы, который обычно находится в диапазоне 750-1000 мкм. Это предопределяет необходимость использования погружных грохотов с очень тонкой сеткой. Кроме того, не решены проблемы утилизации выведенной из процесса некондиционной смолы. Смолы плохо переносят замерзание, что актуально для территории России.

В середине 1990 годов западные специалисты, познакомившись со смолой AM-2Б и ее эквивалентом «Россион-12», отнеслись к идее сорбции золота на ионитах крайне негативно, доказывая, что их использование сильно уступает угольной технологии с экономической точки зрения. Начиная с 1990 года, однако, исследования по созданию ионообменных смол для сорбции золота начали активно проводиться в ЮАР (Mintek) и в США (Purolite). В настоящее время появились рекламные сообщения, доказывающие, что смоляные технологии, напротив, являются более экономичными, по сравнению с угольными. Ионообменные смолы производят в настоящее время американские компании Dow и Purolite и китайская корпорация. В целом, на новом ветке развития технологии использование ионообменных материалов

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

может стать перспективным направлением, но пока по распространенности существенно уступает адсорбции золота на активированных углях. Так, например, смола Minix в настоящее время используется лишь на 3 заводах в мире: в Пенъоме (Малайская Федерация), Барбруке (ЮАР) и в Годабеке (Азербайджан). В основном, отечественные предприятия используют ухудшенный вариант смолы AM-2B китайского производства, поставляемый в Россию под маркой SX и смолу Purolite S100. Переход с угольной технологии на смоляную при использовании сильноосновных смол без существенного изменения технологической схемы производства невозможен. В случае среднеосновных смол такой переход более вероятен. Объективных данных об экономических преимуществах той или иной технологии нет. Следует отметить, что развивается и угольная технология. С высокой вероятностью можно утверждать, что каждая из этих технологий в определенных условиях может быть предпочтительна. Однако России так и останется на задворках современных технологий до тех пор, пока не будет создана своя научная и производственная база, способная не только производить ионообменные смолы, но и активно работать с их потребителями, выбирая объекты, экономически более выгодные для использования именно этого типа адсорбентов.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИОМАССЫ ГРИБОВ В КАЧЕСТВЕ БИОСОРБЕНТОВ*

Н.Г. Куимова

e-mail: ngkuimova@mail.ru, Россия, г. Благовещенск

Учреждение Российской академии наук Институт геологии и природопользования
Дальневосточного отделения Российской академии наук (ИГиП ДВО РАН)

В последние годы возрастает интерес исследователей к применению биомассы грибов, бактерий, водорослей, материалов растительного происхождения в качестве биосорбентов в процессах извлечения золота из индустриальных и технологических растворов.

В гидрометаллургии существуют общепринятые методы извлечения благородных металлов из растворов: осаждение металлов химическими реагентами, ионный обмен, электролитическое восстановление и т.д., но все эти методы экономически затратны и часто не отвечают экологическим требованиям.

Сорбция металлов с использованием биосорбентов является перспективной в отношении стоимости исполнения и экологически благоприятным технологическим процессом (eco-friendly manners). Это обеспечивается использованием мертвой биомассы, не требующей затрат культивирования в технологическом процессе, а также дает возможность извлечения золота такими сорбентами из сильно токсичных растворов (Volesky, 1990; Dobson and Burgess, 2007; Das, 2010). В сравнении с указанными методами применение биосорбентов дает возможность извлечения зо-

* Работа выполнена при финансовой поддержке Программы фундаментальных исследований Президиума РАН (09-1 П16-07), гранта ДВО РАН (09-III-A-08-434)

лота, серебра и элементов платиновой группы из сильно разбавленных растворов, причем биомасса микроорганизмов обладает способностью к их селективному извлечению металлов из растворов.

В зарубежной литературе появился даже такой термин «Mushyhydrometallurgy», который определяет связь между микологией и металлургией, и означает применение грибов в процессах извлечения металлов (Ofori-Sarpong et al., 2010). Интерес к использованию биомассы грибов в процессах извлечения металлов из растворов объясняется многообразием ферментативной активности этой группы микроорганизмов, высоким адаптивным потенциалом, обеспечивающим многообразие механизмов устранения металлов из среды обитания.

В течение многолетних исследований нами проведен поиск активных биосорбентов золота среди природных изолятов микроскопических грибов. С этой целью изучено видовое разнообразие микромицетов рудных (Кировское, Покровское, рудопроявление «Снежинка») и россыпных (Апрельская, Хайктинское) месторождений золота Амурской области. Общий список грибов, выделенных из пород и почвогрунтов, представлен 35 видами из 15 родов и 4 классов (Жилин и др, 2003). Проведен скрининг на взаимодействие микромицетов с растворами ионного и коллоидного золота.

Сравнительное изучение сорбционных способностей природных штаммов показало, что по степени извлечения золота из раствора грибы располагаются в последовательности: *Penicillium* spp. (77-99%) > *Phoma* spp. (74-94%) > *Alternaria alternata* (82-85%), *Aspergillus* spp. (77-86%) > *Trichoderma* spp. (68-77%) > *Cladosporium cladosporioides* (55-64%) > *Aureobasidium pullulans* (48%). Наиболее активное извлечение золота из растворов показали представители рр. *Penicillium* (*Hyphomycetes*), *Phoma* (*Coelomycetes*). Однако нужно отметить, что различия в сорбционной способности обнаруживались не только между видами, но проявлялись на уровне штаммов одного вида, т.е. биосорбция является штаммоспецифическим признаком.

Проведены экспериментальные исследования по изучению условий и механизмов биосорбции золота грибами. Биосорбция является физико-химическим процессом взаимодействия ионов металлов с функциональными группами клеточной стенки посредством электростатического взаимодействия, ионного обмена, комплексообразования, осаждения, восстановления (Pethkar et al., 2001; Mack et al., 2007). К активным центрам на поверхности клеток микроорганизмов относятся функциональные группы таких компонентов клеточной стенки как белки, полисахариды, липиды. На эффективность сорбционных процессов оказывают влияние тип и форма биомассы, которую используют в качестве сорбента. Однако наиболее важным фактором является рН раствора, которая определяет форму нахождения ионов металлов в растворе и степень ионизации функциональных групп.

Процесс сорбции ионного золота биомассой *Penicillium* spp. происходил в широком диапазоне рН (от 2 до 9) с выраженным максимумом емкости извлечения металла при рН 5 (рисунок 1, А). В качестве ионного золота использовали $H[AuCl_4]$, исходная концентрация золота в растворе – 50 мг/мл. Содержание золота в растворе определяли атомно-абсорбционным методом (180-50 Hitachi). В условиях проведенного эксперимента извлечение золота *Penicillium* sp. изменялось от 14 мг/г до 65 мг/г сухой биомассы.

Большое влияние на процесс биосорбции металлов микромицетами оказывает

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

возраст культуры. Наибольшей сорбционной способностью обладает мицелий в возрасте 9 суток, что соответствует ранней стационарной фазе роста, при переходе к поздней стационарной фазе (одиннадцатые сутки) степень извлечения золота значительно сокращается.

Изучение динамики сорбции золота биомассой показало, что активное извлечение металла наблюдалось в первые 30-60 мин, после чего происходило заметное снижение активности процесса (рисунок 1, Б). Через 5 час в реакционной системе наступало равновесие, емкость извлечения достигла 60 мг Au /г сухой биомассы.

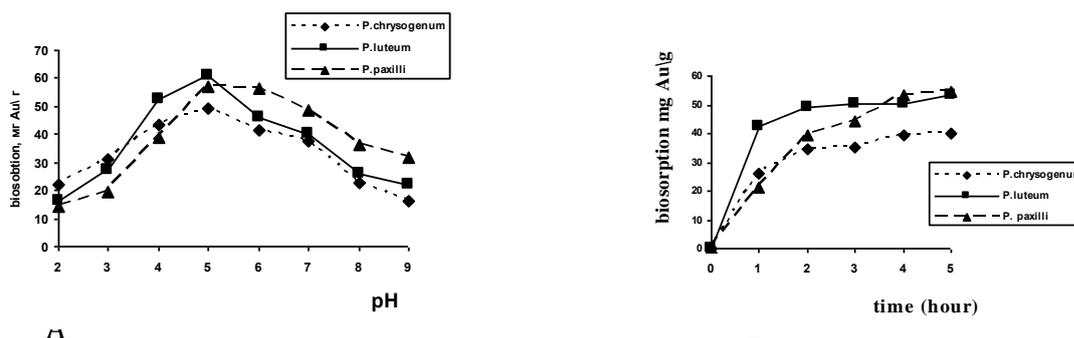


Рисунок 1 - Влияние рН раствора на биосорбцию ионного золота (А), динамика сорбции золота биомассой (Б).

Результаты исследований биосорбции металлов грибами из многокомпонентных растворов, содержащих элементы – геохимические спутники золота (Ag, Cu, Zn, Pb, Fe, Mn, Co, Ni) показали селективность извлечения золота микромицетами (рисунок 2). В экспериментах использовали растворы солей CoCl_2 ; ZnSO_4 ; PbCl_2 ; MnCl_2 ; NiCl_2 ; AgNO_3 ; $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$; CuCl_2 с концентрацией металлов 4-5 мг/л. В качестве биосорбента использовали биомассу наиболее активных штаммов – *P. chrysogenum* и *P. paxilli*. Условия проведения эксперимента были выбраны оптимальными для биосорбции золота. Соотношение Т:Ж составило 1:20, время взаимодействия 60 мин, рН 5, температура 25°C.

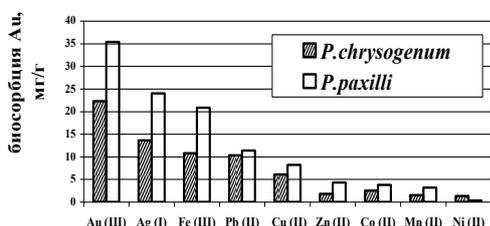


Рисунок 2 - Селективное извлечение золота биомассой грибов из многокомпонентных растворов

Благородные металлы имеют наибольшее сродство к биомассе, о чем свидетельствуют максимальные значения биосорбции Au (23,4-37,2 мг/г) и Ag (14-24 мг/г) и степень извлечения указанных элементов из растворов: Au – 87,1%-89,5%; и Ag – 83,4%. Использование биомассы *P. paxilli* в качестве биосорбента благородных металлов наиболее перспективно в сравнении с *P. chrysogenum*. По степени извлече-

ния металлов из многокомпонентного раствора можно составить следующие ряды предпочтительной сорбции металлов:

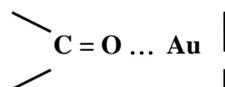
P. chrysogenum Au > Ag > Fe > Pb > Cu > Co > Ni > Mn > Zn

P. paxilli Au > Ag > Fe > Pb > Cu > Co > Zn > Mn > Ni

На долю благородных металлов (Au, Ag) приходится 54% от общей емкости биосорбентов, 18% принадлежит Fe, далее следуют свинец и медь, составляющие 18% от общей емкости извлечения. Остальные металлы (Co, Zn, Mn, Ni), занимающие последние места в ряду предпочтительной сорбции, составляют только 10%.

В эксперименте наблюдалось увеличение биосорбции золота в присутствии ионов железа. Такой синергизм действия объясняется тем, что Fe создает дополнительные центры связывания, на которых происходит отложение Au. В природных гидротермальных и техногенных растворах наблюдается подобное осаждение золота на окислах железа и марганца.

Методами ИК-спектроскопии (SPECORD-75 IR) и сканирующей электронной микроскопии (JEOL/EO JSM-6390) изучены механизмы биосорбции золота грибами. Сорбционные свойства микроскопических грибов обеспечиваются особым строением клеточной стенки, в состав которой входят полиаминосахариды (хитин, хитозан), выполняющие структурную функцию, гликопротеиды, пигменты. Это сложный комплекс биополимеров, имеющих различные ионогенные группы от фосфатных и карбоксильных до аминогрупп, являющихся активными центрами для ионного обмена, образования хелатных и координационных комплексов. Методом ИК-спектроскопии установлено, что при взаимодействии биомассы *Penicillium* spp. с ионным золотом наиболее вероятным центром связывания золота являются карбонильные группы ($>C=O$) полисахаридов (Куимова, 2004). Причем, сдвиг в ИК-пиках поглощения указывает на возникновение координационной связи:

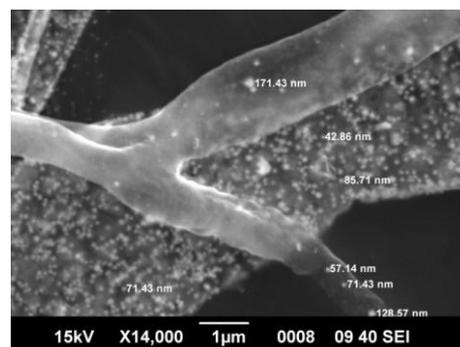


Определенное участие в связывании Au с биомассой принимают также гидроксильные группы (-OH), при этом возникает водородная связь с металлом:



На первой стадии взаимодействия происходит быстрая сорбция металла на активных центрах структурных компонентов клеточной стенки грибов, образуя множество центров зарождения новой фазы. Вторая стадия – медленное восстановление остаточного золота из раствора и образование наночастиц золота на поверхности мицелия (рисунок 3).

Рисунок 3 - Сферические, и пластинчатые наночастицы золота на поверхности гифы



«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

На микрофотографии показаны многочисленные сферические, и пластинчатые (триангулярные и гексогональные) наночастицы золота на участке гифы.

Изучение механизмов биосорбции показало, что взаимодействие биомассы с ионным золотом происходит в два этапа. В первую, быструю фазу, продолжающуюся 30-60 мин, происходит собственно биосорбция ионов Au (III) на активных группах клеточной стенки грибов. Далее следует медленный процесс биовосстановления Au (III) до элементного Au (0), в результате чего образуются наноразмерные частицы золота сферической и пластинчатой форм.

Список используемых источников

1. Жилин О.В., Егорова Л.Н., Куимова Н.Г. Микроскопические грибы рудных и россыпных месторождений золота Амурской области // Микология и фитопатология. 2004. Т. 38. Вып. 2. С. 34-39.
2. Куимова Н.Г. Аккумуляция и кристаллизация золота, выделенными из рудных и россыпных месторождений Владивосток: Дальнаука, 2004. 135 с.
3. Dobson R.S., Burgess J.E. Biological treatment of precious metals refinery wastewater: review // Minerals Engineering. 2007. V. 20 P. 519-532.
4. Mack C., Wilhelmi B., Duncan J.R., Burgess J.I. Biosorption of precious metals // Biotechnology Advance. 2007. V.25. P. 264-271.
5. Ofori-Sarpong G., Tien M. Osseo-Asare K., Myco-hydrometallurgy: Coal model for potential reduction of preg-robbing capacity of carbonaceous gold ores using the fungus *Phanerochaete chrysosporium* // Hydrometallurgy. 2010. V.10. P. 66-72.
6. Pethkar A.V., Kulkarni S.K., Paknikar K.M. Comparative studies on metals biosorption by two strains of *Cladosporium cladosporoides* // Bioresource Technology. 2001. V.80. P. 211-215.
7. Volesky B. Biosorption of heavy metals. CRC Press, Boca Raton, FL, 1990.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ФОТОЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ И ЭЛЕКТРОСОРБЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ УПОРНЫХ РУД

А.Г. Секисов, А.Ю. Лавров, В.Ю. Шкатов

e-mail: sekisovag@mail.ru, lavrov_2002@mail.ru, shkatovvu@mail.ru,
Россия, г. Чита, Читинский филиал Института горного дела
Сибирского отделения Российской академии наук (ЧФ ИГД СО РАН)

При переработке рудных пульп примеси, содержащиеся в минеральных частицах с дисперсным золотом или другими благородными металлами, снижают емкость используемых сорбентов по извлекаемым металлам. В этом случае выход ценных компонентов в жидкую фазу и поглощение их сорбентом происходит стадиями.

В самом начале процесса выщелачивания (десять минут) из приповерхностных участков минеральных частиц дисперсные формы металлов, вышедшие в раствор, могут вновь сорбироваться из жидкой фазы на минералы глины и слюды, в тоже время элементы-примеси, поглощаясь сорбентами, создают сложности для сорбции благородных металлов, переходящих в жидкую фазу пульпы на завершающей ста-

дии процесса.

Для решения этих проблем, авторами предложено, в пульпу перед вводом основных выщелачивающих реагентов подавать активирующий раствор щелочных металлов, в частности, хлорида или гидроксида натрия, насыщенный кислородом. В дальнейшем этот раствор подвергается фотоэлектрохимической обработке или интенсивному барботажу с одновременным облучением светом в ультрафиолетовой области спектра. Затем осуществляется электросорбционное извлечение первично выщелоченных благородных металлов с периодическим выводом сорбента из зоны электросорбции. Кроме того, подготовку сорбентов, для извлечения выщелоченных металлов, также проводят в активирующем растворе, прошедшем обработку ультрафиолетовым излучением и/или фотоэлектрохимическим воздействием. В качестве сорбента используется ионообменная смола или уголь.

Воздействие на исходный раствор реагента светом в ультрафиолетовой области спектра в сочетании с предварительным барботажем и электрохимической обработкой позволяет получить в нем ион-радикальные кластеры.

Данные кластеры при поступлении в пульпу, приближаясь к поверхности минерала, частично разрушают структуру, сформированную гидратированными ионами в двойном электрическом слое, и активируют участки кристаллической решетки минеральной частицы. В следствии, облегчается доступ выщелачивающего агента к поверхности минерала и усиливается диффузия ионов золота из пленочной воды в основной объем жидкой фазы пульпы, а так же из внутренней структуры минерала к поверхностям микротрещин и пор.

Фотоэлектрохимическая обработка подразумевает использование облучения ультрафиолетовыми лучами приэлектродных зон с продуцированием сильных окислителей (атомарного кислорода, озона, гидроксил-радикала и др.). В качестве растворов могут использоваться различные продукты, полученные в процессе электролиза: анолит, католит и их смесь в различном соотношении.

Электросорбционное извлечение первично выщелоченных металлов с периодическим выводом сорбента из зоны электросорбции позволяет за счет усиления диссоциации комплексных ионов золота периодически формировать его катионы, направленно диффундирующие к катоду. До взаимодействия с анионами цианида (или хлора), катионы золота успевают смещаться в сторону катода. Следовательно, в прикатодных зонах концентрация золота повышается, соответственно интенсифицируется процесс сорбции.

Подготовка сорбента предложенным способом позволяет сконцентрировать активные ион-радикальные комплексы, интенсифицирующие процесс растворения дисперсного золота, в пленочной и верхних слоях гелевой фазы.

В зависимости от физико-механических, химических и иных свойств обрабатываемой пульпы, применяемых реагентов и сорбентов, количество последовательно установленных пачуков может изменяться как в большую, так и в меньшую сторону. Но в целом технологическая цепочка должна состоять из трех основных секций: секции пачуков предварительного окисления, секции пачуков предварительного цианирования и секции пачуков сорбционного цианирования. Причем секция пачуков сорбции состоит из двух блоков: блока прямоточной сорбции (сорбент перемещается вместе с током пульпы) и блока противоточной сорбции. В качестве сорбента первой стадии лучше использовать бифункциональный анионит А-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

100, эффективно работающий в режиме электросорбции первично выщелоченных ионов золота, серебра и элементов-примесей. В качестве сорбента второй стадии может использоваться как ионит, так и активированный уголь.

Во второй секции пачуков в зависимости от степени насыщения пульпы кислородом и наличия компонентов, требующих окисления, осуществляется подача цианида натрия и атмосферного кислорода. Также возможно добавление активирующих растворов, например NaOH, насыщенных кислородом и обработанных светом в ультрафиолетовой области спектра или прошедших фотоэлектрохимическую обработку.

Эксперименты показали, что при использовании активирующего щелочного раствора, полученного в результате фотоэлектрохимического воздействия, кинетика выщелачивания значительно улучшается. Но если своевременно не ввести сорбент и не производить активированную сорбцию, в данном случае электросорбцию, то растворенное золото начнет переосаждаться на частицы глинистых минералов и включения углистого вещества.

В лабораторных условиях суммарное количество золота, извлеченное после активационной подготовки пульпы на сорбенты двух стадий, превышало контрольное значение (по стандартной схеме цианирования) на 20%.

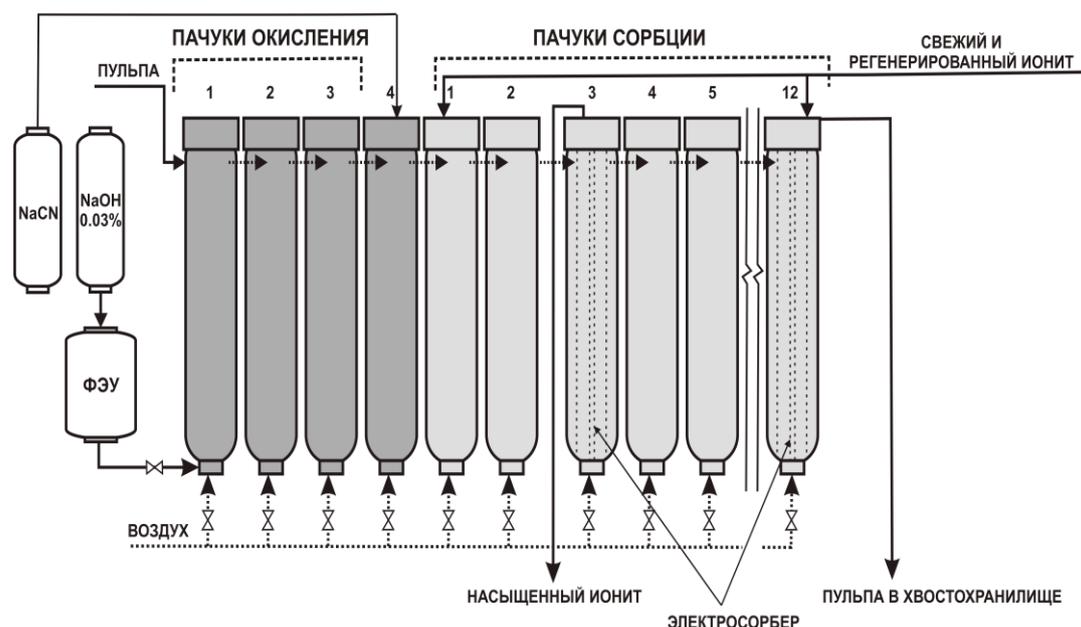


Рисунок - Технологическая схема стадийного сорбционного выщелачивания

В качестве источника электрического поля для предложенной технологической схемы (усиления диссоциации комплексных ионов золота и смещения образующихся в этот момент его катионов в сторону катода), может использоваться аэролифт-электросорбтер напряжением 2-8 В. При этом ионы золота искусственно концентрируются у стенки внутренней трубы аэролифта по мере прохождения пульпы в прикатодном пространстве, и сорбент их активно поглощает (анодом

служит изолированная фторопластовой втулкой воздухоподающая трубка).

Одновременно интенсифицируется процесс цианирования пульпы (рисунок).

Из пачука электросорбции полностью насыщенный примесями и частично благородными металлами сорбент выводят из процесса и подают на десорбцию, а в дальнейшем на регенерацию. В последующих пачуках осуществляют противоточную сорбцию основной части выщелоченных цианидами металлов на ионообменной смоле или на угле.

Ввод основной части ионообменной смолы или угля, для противоточной сорбции, производят в последний пачук технологической цепи. Вывод насыщенного выщелоченными металлами сорбента производят из следующего за пачуком электросорбции пачука.

Выведенную ионообменную смолу или уголь подают на десорбцию и регенерацию, после чего регенерированный сорбент может быть возвращен в процесс. Десорбцию и регенерацию производят аналогично десорбции и регенерации сорбента, насыщенного примесями.

Укрупненные лабораторные испытания технологии стадийного сорбционного цианирования с использованием фотоэлектрохимических процессов окисления пульпы и подготовки сорбентов в сочетании с электросорбционными процессами позволили подтвердить ее эффективность (суммарное извлечение на сорбент относительно стандартной схемы повышалось до 20%).

ОСОБЕННОСТИ КРУГЛОГОДИЧНОГО КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ЗАБАЙКАЛЬЯ

В.П. Мязин, А.Е. Баянов, Е.Н. Шемякина

e-mail: myazinvpchita@mail.ru, Россия, г. Чита,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Читинский государственный университет» (ГОУ ВПО ЧитГУ)

Минерально-сырьевая база золотодобычи Забайкалья в большинстве своем характеризуется золоторудными и комплексными золотосодержащими месторождениями. Кроме того, за длительный период существования горно-добывающих предприятий в Забайкалье накоплен огромный объем отходов горного производства различных классов опасности, в том числе: отвалы хвостов гравитационного, флотационного и других продуктов обогащения золотосодержащего сырья, отвалы вскрышных пород, отвалы забалансовых или бедных руд, непригодных по действующим кондициям для отработки, шлаки металлургического производства, нарушающих природный ландшафт, отчуждающих значительные территории земель, позволяют сделать вывод о необходимости проведения технологических исследований с целью внедрения технологии кучного выщелачивания.

Подтверждение перспективности применения технологии кучного выщелачивания для объектов золотодобычи Забайкалья сделано исходя из следующих характерных минералого-технологических критериев:

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- ✓ доля свободного золота и в сростках в окисленных рудах, достаточно легко вскрываемого цианидными растворами, составляет 50 – 70 %;
- ✓ содержание сульфидов в зоне окисления преимущественно не превышает 5 – 6 %;
- ✓ содержание золота в руде 1.8 – 5.0 г/т, что делает применение традиционных методов ее разработки нерентабельным;
- ✓ наличие большого объема техногенного сырья и забалансовых руд, содержащих канцерогенные, токсичные и потенциально токсичные соединения, тяжелые металлы.

В Забайкальском регионе выделяются благоприятные для кучного выщелачивания золота Козловское, Дыбыканское, Кирченновское, Уронайское, Итакинское, Казаковско-Ключевское, Погромное, Дарасунское, Ильинское, Тасеевское, Балейское, Погромное, Бугдаянская зона окисленная «Гора Бугдая», Нер-Заводское рудное поле и др. месторождения.

Вместе с тем особые условия криолитозоны Забайкалья накладывают на применение кучного выщелачивания в этом регионе ряд ограничений. В первую очередь, связанных с распространением мерзлых пород на месторождениях, расположенных в различных климатических зонах. Отрицательная температура существенно влияет на интенсивность растворения металлов, ухудшает условия и скорость миграции металлоносных растворов. Разработка месторождений расположенных в суровых климатических условиях, проводится с применением специальных мероприятий по подготовке руд, предотвращению штабеля от промерзания, подогреву рабочих растворов и штабелей.

Климатические особенности Забайкалья ограничивают возможность использования технологии кучного выщелачивания в полном объеме. Это обусловлено, прежде всего, тем, что процесс выщелачивания характеризуется большой продолжительностью, которая ограничивается сезоном с положительными температурами (по центральным районам Забайкалья около 5 месяцев). Кроме того, распространение криолитозоны в крае накладывает отпечаток на экологический фактор процесса кучного выщелачивания. Высокие содержания сульфидных минералов в рудах и повышенные концентрации в них токсичных и потенциально токсичных примесей, класс опасности которых для окружающей среды: расчетный IV – V; преобладающих вредных примесей в отходах по токсичности – II; ФККО – II.

Поэтому исследованию этих факторов, сдерживающих внедрение методов кучного выщелачивания в Забайкалье, должно быть уделено наиболее пристальное внимание. Причем технология кучного выщелачивания, как сложной геосистемы, должна быть в первую очередь оценена в историческом развитии теории и практики, системной оценкой как отечественных, так и зарубежных разработок.

Оценивая опыт применения метода кучного выщелачивания золота в криолитозоне, нами предложены и систематизированы используемые мероприятия, направленные на увеличение продолжительности сезона:

- ✓ использование снежного покрова как естественного теплоизолирующего верхнего слоя рудного штабеля (например, а/с «Селигдар» на месторождении Самалазовское и др.);
- ✓ сооружение рудного штабеля в кюветах (ЗАО Артель старателей «Амур»);

- ✓ применение систем канального орошения напорными эмиттерами;
- ✓ укрытие штабеля в холодный период времени полимерной пленкой с подачей теплого воздуха под покрытие (ОАО «Покровский рудник», а/с «Селигдар» и др.);
- ✓ подогрев рабочих растворов, используемых для орошения рудного штабеля (ОАО «Покровский рудник», ООО ГРК «Апсакан», а/с «Селигдар» и др.);
- ✓ теплоизоляцию рудного штабеля слоем горнорудной массы (в среднем более 2-х метров поверх укладываемой оросительной системы), теплозащиту дренажных коммуникаций слоем минеральной ваты (ОАО «Приаргунский горно-химический комбинат»);
- ✓ обоснованное размещение площадки под кучное выщелачивание с учетом максимального эффекта использования солнечной радиации и наименьшего воздействия ветровой энергии;
- ✓ реализацию технических решений, исключаящих укладку смерзших рудных материалов в рудный штабель.

Анализ патентной документации по способам кучного выщелачивания металлов при отрицательной температуре окружающей среды показал, что имеющийся банк данных технических решений в Российской Федерации сравнительно небольшой. К числу основных держателей разработанных патентов относятся институт горного дела Севера СО РАН, Иргиредмет, Московский государственный институт стали и сплавов (технологический университет), Российский университет Дружбы народов, Институт природных ресурсов, экологии и криологии СО РАН, Читинский государственный университет.

Выделив в технологии круглогодичного выщелачивания металлов основные приемы и операции, устройства позволило в дальнейшем сгруппировать известные технические решения по значимости следующим образом:

- ✓ подготовка площадки под кучное выщелачивание;
- ✓ формирование антифильтрационного слоя;
- ✓ устройство перфорированного трубопровода для подачи растворов реагентов в штабель;
- ✓ формирование различных конструкций рудного штабеля с использованием различных способов укладки выщелачиваемых пород;
- ✓ установку оборудования для откачки продуктивных растворов;
- ✓ использование в качестве рабочих растворов растворителя солей и антигололедных реагентов с присадками с низкой температурой эвтектики;
- ✓ сооружение поверх штабеля теплозащитных устройств и укрытие системы орошения;
- ✓ подогрев и подача горячих рабочих растворов реагентов;
- ✓ укладка окомкованных и кусковатых пород с переслаиванием их легкорастворимыми солями металлов с большой теплотой образования их водных растворов;
- ✓ введение в нижнюю часть штабеля воспламеняющейся горючей жидкости;
- ✓ укладка в основании штабеля электрода в виде металлической сетки, укрытой мешковиной или тканью, с дальнейшим воздействием на нее сверхвысокочастотным электромагнитным полем или пропусканием через нее электрического тока;

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- ✓ размещение комплекса устройств для сбора и переработки насыщенных растворов ниже границ сезонного промерзания грунтов;
- ✓ изготовление днища и боковых стенок штабеля из негорючих материалов с размещением в слое грубообломочных пород мембраны для разделения продуктивного и использованного раствора.

Однако, вышеуказанные технические решения имеют один серьезный недостаток – дополнительные капитальные вложения, которые характеризуются дороговизной и объемом предпринимаемых мероприятий и варьируются от месторождения к месторождению. В то же время, следует заметить, что в долгосрочной перспективе дополнительная прибыль превысит понесенные затраты на модернизацию производства.

Исходя из данных системного анализа, следует, что к наиболее существенным недостаткам известных приемов, операций и устройств, реализующих кучное выщелачивание в условиях низких температур, следует отнести отсутствие возможности направленного регулирования процессом теплообмена внутри штабеля с целью перехода от неуправляемых диффузионных режимов к управляемым фильтрационным. Кроме того, отсутствие теплофизического управления сложным процессом эффективного распределения тепла по всему объему уложенных мерзлых пород в штабеле не позволяет поднять уровень извлечения ценного компонента. Поэтому все дальнейшие инновации, связанные с перспективой круглогодичного выщелачивания металлов при низкой температуре окружающей среды по нашему мнению следует направить на разработку специальных конструктивных строительных решений рудного штабеля и теплофизическом управлении процессом оттайки пород, а также на снижение негативного воздействия на различные компоненты окружающей среды.

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ КАРЬЕРНЫХ И ПОДОТВАЛЬНЫХ ВОД

А.Б. Лебедь, Л.Ф. Акулич, К.Л. Тимофеев

e-mail: k.timofeev@elem.ru. Россия, г. Верхняя Пышма,
Открытое акционерное общество «Уралэлектромедь»

Важной проблемой горнодобывающих и обогатительных предприятий цветной металлургии является очистка карьерных и подотвальных вод, образующихся в процессе окисления сульфидных минералов. В результате водные растворы приобретают кислотность и высокую агрессивность и токсичность, так как загрязнены значительным количеством металлов, таких как Cu, Zn, Mn, Ni, Cd, As и др.

Наиболее дешевым и простым методом удаления металлов из вод является осаждение труднорастворимых гидроксидов известковым молоком или гашеной известью. Однако данный метод не позволяет производить очистку вод до самых жестких экологических требований, предъявляемых к рыбо-хозяйственным водоемам.

Наиболее глубокой доочистки вод от металлов возможно достичь с использо-

ванием ионного обмена на синтетических смолах, который, несмотря на свою высокую стоимость, в настоящее время приобретает все большую актуальность в связи с ежегодным ужесточением законодательства и увеличением штрафов за сброс.

В литературе достаточно полно описаны различные способы извлечения цветных металлов с использованием ионного обмена на традиционных сильно- и слабокислотных катионитах типа КУ-2, КУ-23, КБ-2, КБ-4, применяемых также в операциях водоподготовки для умягчения¹. Данные смолы позволяют полностью извлекать ионы, однако ограниченно применимы для сточных вод, отличающихся многообразием примесей, в силу низкой избирательности. Содержание Са и Mg в стоках, как правило, превышает сумму всех содержащихся в них цветных металлов.

При исследованиях по извлечению цветных металлов из шахтных вод ОАО «Уралэлектромедь» показано, что емкость ионитов КУ-2×8 и КБ-2×7п практически полностью расходуется на кальций и магний, тогда как амино-карбоксильные иониты АНКБ-35 и S-930 селективно извлекают медь, никель и цинк².

Оценку сорбционной технологии произвели в ходе лабораторных испытаний на реальных сточных карьерных и подотвальных водах филиала «Сафьяновская медь» (ОАО «Уралэлектромедь»), отобранных из прудков-отстойников после их нейтрализации известковым молоком. Химический состав воды, использованной для лабораторных исследований (далее по тексту исходная вода) был следующим, мг/дм³:

Cu – 0,26-1,01; Zn – 10,34-36,4; Fe - <0,01; Ca – 305,4-475,6; Mg – 54,9-136,2; SO₄²⁻ - 950-1400; pH – 6,79-7,9.

Для выбора оптимальной смолы для доочистки вод были проведены эксперименты в статических условиях с амино-карбоксильными смолами-аналогами АНКБ-35, S-930 Purolite (Великобритания) и Lewatit TP 207 Monoplus XL (Германия), а также слабокислотным карбоксильным катионитом Tulsion CXO-12 MP (Индия), который, согласно информации фирмы-производителя Thermax, также предназначен для извлечения тяжелых металлов из стоков.

Все иониты перед экспериментами были заряжены в H⁺-форму, кроме смолы Lewatit TP 207, подготовленной в Na⁺.

Эксперименты в статике проводили при соотношении Т:Ж=1:1000, общее время контакта исходной воды со смолой составило 70 часов. После отделения смол была произведена их десорбция раствором серной кислоты с концентрацией 150 г/дм³ при соотношении ионит:элюент=1:100. Концентрации металлов в исходной воде, равновесных растворах и элюатах определяли методом атомной адсорбции на приборе Percin Elmer «A Analyst 100». Результаты экспериментов представлены в таблице 1.

Для смол АНКБ-35, S-930 и TP 207 $K_p^{Cu} \gg 1$ и $K_p^{Zn} \gg 1$, что подтверждает высокую селективность смол по данным элементам. Наибольшую емкость имеет смола TP-207: 0,66 мг/см³ по меди и 9,85 мг/см³ по цинку. Наименьшую емкость проявила смола Tulsion CXO-12 MP: 0,25 мг/см³ по меди и 0,7 мг/см³ по цинку. Еще одним не-

¹ Аширов А. Ионообменная очистка сточных вод, Л: Химия, 1983.-295 с.; Лебедев К.Б. Иониты в цветной металлургии, М.: Металлургия, 1975.-352с.

² Скороходов В.И. Сорбционное извлечение цветных металлов из шахтных вод/В.И. Скороходов [и др.] Цветные металлы, 2000, № 11-12, с. 71-74.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

достатком данного ионита является меньшая селективность к ионам цветных металлов: для смолы TP-207 коэффициент разделения Cu/Ca – 46,4, Tulsion CXO-12 MP – 17,95.

Таблица 1 – Сорбция металлов в статических условиях

Ионит	Наименование раствора	СОЕ, мг/см ³				Коэффициент распределения			
		Cu	Zn	Ca	Mg	K _p ^{Cu}	K _p ^{Zn}	K _p ^{Ca}	K _p ^{Mg}
АНКБ-35	Фильтрат	0,44	5,19	13,8	1,1	1333,3	365,2	36	1,2
	Элюат	0,49	5,56	-	-				
S-930	Фильтрат	0,38	5,4	14,2	0,00	974,4	385,7	37,0	-
	Элюат	0,5	6,02	-	-				
TP-207	Фильтрат	0,57	9,23	23,0	1,9	2850,0	907,6	61,4	17,4
	Элюат	0,66	9,85	-	-				
Tulsion CXO-12 MP	Фильтрат	0,1	0,7	5,0	-	208,3	32,4	11,6	-
	Элюат	0,25	0,61	-	-				

Значение статической обменной емкости по меди и цинку для смолы TP-207 оказалось несколько больше, чем для смол АНКБ-35 и S-930, однако для уточнения полученных результатов сорбционные исследования были продолжены в динамическом режиме.

Исходная вода из напорных емкостей подавалась на сорбционные колонки снизу вверх с постоянной скоростью (4 ± 1) удельных объемов ионита/час. Объем загруженных ионитов составил 25 см³.

Всего через смолы было пропущено исходной воды:

- АНКБ-35 – 3750 удельных объемов;
- S-930 – 5950 удельных объемов;
- TP-207 – 5370 удельных объемов.

В процессе работы контролировали pH и химический состав очищенной воды через каждые 50 и 100 удельных объемов соответственно.

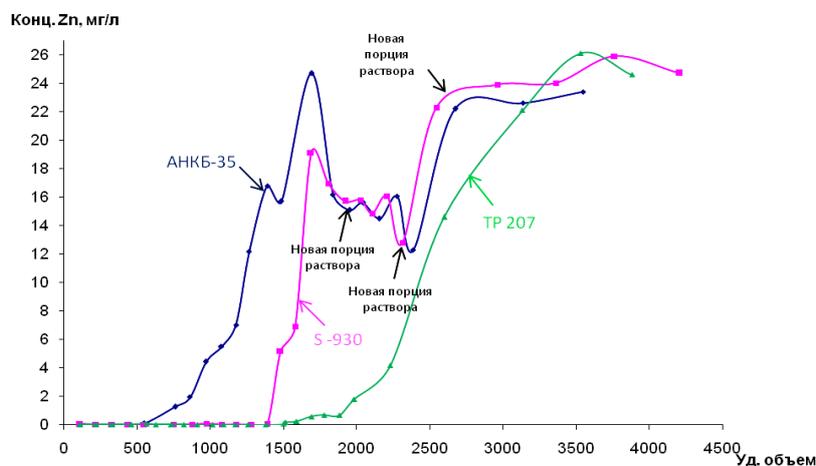


Рисунок 1 – Выходные кривые сорбции по цинку

В результате смолы подтвердили свою высокую селективность к меди, проскока по данному металлу не произошло, концентрация меди в очищенной воде удовлетворяла рыбо-хозяйственным нормам – $<0,001 \text{ мг/дм}^3$.

Из представленных на рисунке 1 выходных кривых сорбции следует, что наибольшую обменную емкость до проскока по цинку – $0,01 \text{ мг/дм}^3$ имеет смола Lewatit TP 207, и ее использование рационально для комплексного удаления меди и цинка.

Результаты определения динамической обменной емкости (ДОЕ – емкость до проскока) и полной динамической обменной емкости (ПДОЕ) смол по цинку представлены в таблице 2.

Таблица 2 – ДОЕ и ПДОЕ смол по цинку

Смола	АНКБ-35	S-930	TP-207
ДОЕ, мг/см ³	14,27	35,65	40,3
ПДОЕ, мг/см ³	36,96	43,39	54,62

Несмотря на то, что смола S-930 по сравнению со смолой TP 207 имеет значительно меньшую полную динамическую обменную емкость показатели ДОЕ данных смол сопоставимы.

Для восстановления сорбционных свойств смол, оценки полной емкости по цинку и возможности получения товарных регенератов была проведена десорбция ионитов S-930 и TP 207. Так как наихудшие показатели сорбции были получены при использовании смолы АНКБ-35, для дальнейших исследований данный ионит не использовали. Десорбцию смол проводили в динамическом режиме серной кислотой с концентрацией 150 г/дм^3 . Скорость десорбции – 1 удельный объем/час, всего было отобрано четыре порции элюатов объемом 25 см^3 каждая (1 объем смолы).

В результате десорбции (рисунок 2) ионита S-930 медь оказалась сконцентрирована во второй порции элюата, цинк в первой и второй порции, при этом первая порция – вытесненная вода, т.е. процесс десорбции цинка начинается уже при начальном контакте кислоты со смолой.

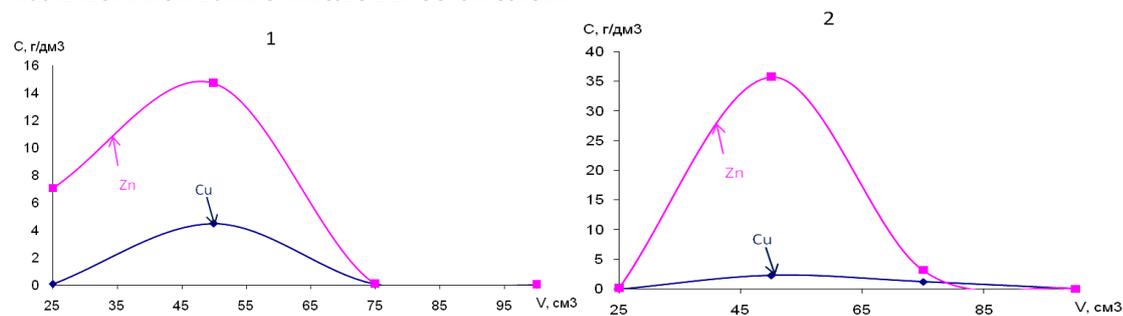


Рисунок 2 – Выходные кривые десорбции смол S-930 (1) и TP 207 (2)

При десорбции смолы TP 207 обнаружено, что медь концентрируется во второй и третьей порции элюата, а практически весь цинк во второй порции ($C_{\text{Zn}}=35,7 \text{ г/дм}^3$), которую можно использовать как товарную для последующего извлечения цинка.

Таким образом, использование amino-карбоксильных ионитов позволяет комплексно и селективно извлекать цветные металлы из сточных вод. При этом, поми-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

мо их обезвреживания и решения вопросов экологической безопасности, применение смол дает возможность получения богатых продуктов – элюатов, являющихся дополнительными источниками металлов, что особенно актуально в связи с постоянно уменьшающимся количеством сырьевых запасов.

По результатам проведенных исследований обнаружено, что наибольшую емкость имеет ионит Lewatit TP 207 Monoplus XL немецкого производства, что делает его наиболее перспективным. Принимая во внимание высокие значения емкости данной смолы по цинку и высокую селективность к меди, рационально рекомендовать двухступенчатую схему очистки с извлечением меди на первой стадии и сорбцией цинка при отсутствии меди на второй.

СОРБЦИОННАЯ ОЧИСТКА ПРОДУКТИВНЫХ СЕЛЕНОВЫХ РАСТВОРОВ ОТ ПРИМЕСЕЙ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ

В.А. Шунин, И.С. Соколова, А.Б. Лебедь

e-mail: v.shunin@elem.ru, Россия, г. Верхняя Пышма
Исследовательский центр ОАО «Уралэлектромедь»

Технологическая схема переработки медеэлектролитных шламов ОАО «Уралэлектромедь» предусматривает получение в качестве попутного продукта селена, по химическому составу отвечающего требованиям марок СТ-0 и СТ-1. В числе лимитирующих примесей в товарном селене являются тяжелые металлы (ртуть, медь, свинец). В силу наличия их в исходном сырье, технологией селенового передела предусмотрена операция очистки селеновых растворов от тяжелых металлов методом цементации на алюминиевом порошке. Недостатком данного способа является значительная степень соосаждения селена, поэтому одним из продуктов операции является некондиционный селен, загрязненный соединениями ртути и алюминия. Рециклинг данного продукта в технологической схеме производства меди в целом является неэффективным.

Авторами предложен альтернативный процесс – сорбционная очистка селеновых растворов от ртути, исключая образование цементационного осадка. В качестве сорбента используется анионообменная смола Monoplus MP64 торговой марки Lewatit. Процесс опробован в лабораторном и укрупнено-лабораторном масштабе.

Исходным материалом для испытаний являлся раствор селенистой кислоты, образующийся при улавливании технологических газов обжиговой печи, где перерабатываются селенсодержащие пыли шламового производства. Установлено, что данный раствор является доминирующим источником поступления ртути на селеновый передел. Концентрация основных компонентов раствора приведена в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав селенового раствора, г/дм³

Кислотность (в пересчете на H ₂ SO ₄)	Селен	Теллур	Мышьяк
100 ÷ 150	100 ÷ 180	0,03 ÷ 0,2	1,1 ÷ 1,7

Разработка альтернативной технологии включила в себя работы по исследованию различных марок смолы на предмет максимального извлечения ртути и селективности очистки по основному материалу – селену, а также укрупненные опытно-промышленные испытания, целью которых являлась оценка емкости смолы по ртути.

Проведенные испытания показали высокую степень очистки продуктивных селеновых растворов от ртути (более 99 %). Концентрация ртути в растворе после сорбции составляет около 0,1-0,5 мг/дм³, в то время, как по требованиям технологии селенового передела концентрация ртути в растворах не должна превышать 1 мг/дм³. Необходимо отметить также высокую обменную емкость смолы по ртути – 269 г/дм³ и высокую селективность по селену. Объем раствора, прошедшего через смолу до ее насыщения составил 3800 дм³ на 1 дм³ смолы. Насыщенная смола содержит около 26 % ртути, селена – менее 1 %.

В процессе сорбционной очистки при приближении к точке насыщения сорбента наблюдается превышение концентрации ртути в очищенном растворе выше технологического предела (1 мг/дм³), однако разность концентрации исходного и очищенного раствора говорит о том, что насыщения смолы не достигнуто. Поэтому для максимально эффективного использования смолы целесообразна установка двух последовательных сорбционных колонок, из которых вторая будет работать на доочистку раствора.

Преимуществом сорбционной очистки, по сравнению с цементационной, является получение в качестве отхода материала, богатого по ртути и практически не содержащего селен. Такой материал можно утилизировать как ртутный отход либо реализовывать в качестве сырья для производства ртути. Существуют также технологические и экономические преимущества. Получение более чистых по ртути селеновых растворов даст снижение ее содержания в товарном селене, что открывает перспективы получения высокочистого селена. Исключение образования цементационного осадка позволит снизить незавершенное производство.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕДИСТОГО КЛИНКЕРА В ПРОЦЕССАХ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ КИСЛЫХ СУЛЬФАТНЫХ ВОД^{**}

Н.Н. Орехова

e-mail: nn_orehova@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им Г.И.Носова» (ГОУ ВПО «МГТУ им Г.И.Носова»)

Сточные воды горно-металлургических предприятий медно-цинковой подотрасли в основной массе своей являются сульфатными, при этом кислые стоки имеют повышенные концентрации меди и цинка. Задача их нейтрализации и очистки сопряжена с существенными затратами на реагенты и получением шламов, из кото-

^{*} Работа выполнена при поддержке Гранта РФФИ №10-05-00108а

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

рых металлы не извлекаются, а сами шламы складываются в отвалах или хвостохранилищах либо используются в приготовлении закладочных смесей.

В то же время на предприятиях накоплено огромное количество твёрдых отходов с низкой массовой долей цветных металлов, что делает их переработку в металлургическом переделе нерентабельной.

Таким отходом является и медистый клинкер (3-4% меди), который образуется при производстве цинка гидрометаллургическим способом как остаток вельцевания. Помимо меди в клинкере содержится 1-3% цинка.

Клинкер обогащают, извлекая избыточное топливо, которое вторично используется, а обогащенную медью магнитную фракцию клинкера направляют на медеплавильный завод, где она переплавляется в шахтных печах с бедными штейнами и конвертерными шлаками.

Магнитная фракция клинкера в ряде работ используется для цементации меди из подотвальных вод.

Фазовый состав клинкера, включающий кокс, железистоокисные, алюмосиликатные, карбонатные и цинксодержащие фазы, предопределяет возможность его использования не только в качестве матрицы, цементирующей медь, но и сорбента, а так же - загрузки гальванокоагулятора.

Проведены исследования на клинкере цинкового производства.

Изучена возможность: обогащения магнитной части клинкера цементацией меди из медьсодержащего модельного раствора с относительно низкой для данного метода концентрацией меди; выщелачивания цинка кислыми сульфатными цинксодержащими растворами, сорбции металлов из низкоконцентрированных растворов; применения исходного клинкера в качестве загрузки гальванокоагулятора.

Тестовая цементация меди из однокомпонентного сульфатного раствора pH 3,5, [Cu]-50 мг/дм³ проведена в динамических условиях с объёмной скоростью фильтрации 3 мл/мин. За 30 суток эксперимента массовая доля меди в клинкере повысилась с 5,24 до 14,93% при извлечении 40,7%.

Результаты опытов по сорбции в статических условиях из модельного сульфатного раствора с концентрацией металлов меди и железа менее 50 мг/дм³ и цинка менее 100мг/дм³ мелкодисперсной фракцией клинкера в массовом соотношении Т : Ж = 1 : 50 показали, что технология совместной переработки кислых сульфатных вод с клинкером этим методом может быть основана на использовании практически двух характеристик - выщелачивающей способности техногенных вод до pH 3,5-4 и концентрировании ценного компонента вод на твердой фазе при более высоком pH (рисунок 1.)

Проведён эксперимент по контактному перемешиванию клинкера с цинксодержащим раствором pH = 2,5 [Zn²⁺]-500 мг/дм³ при температуре раствора 18-20° С, продолжительность опыта 45 минут, частота встряхивания системы 120 колебаний в минуту, Т : Ж = 1 : 50. После перемешивания с отмытой навеской клинкера фракции -1,0+0,5мм концентрация цинка в воде снизилась – до 430,12 мг/дм³.

Второй и третий приём перемешивания модельного раствора с этой же навеской привели к переводу в раствор цинка в количестве, превышающем предыдущее его осаждение, т е наблюдалось выщелачивание цинка из навески.

Активная реакция раствора после контакта с клинкером составила в среднем

pH -4,7. Аналогичная зависимость получена и при использовании фракции - 0,25+0,04мкм.

Изменение массовой доли цинка в навеске относительно исходной представлены на рисунке 2.

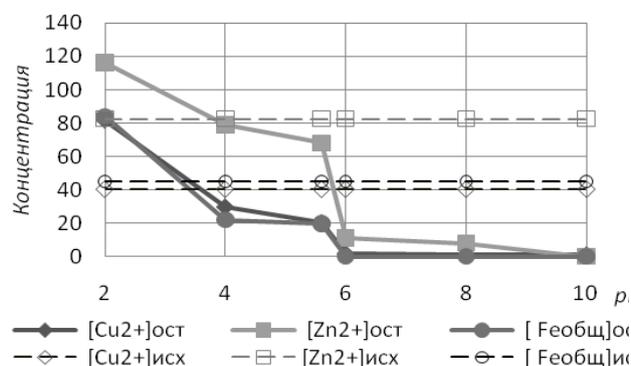


Рисунок 1 - Влияние pH на остаточную концентрацию металлов

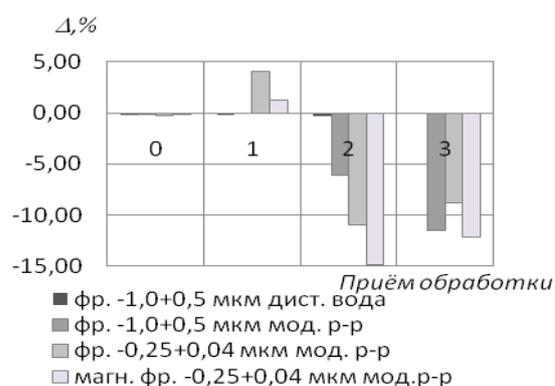


Рисунок 2 - Убыль или прирост массовой доли цинка в навеске клинкера после контакта с жидкой фазой

Проведены тестовые опыты с применением клинкера в качестве загрузки гальванокоагулятора. Значение pH среды доводилось до 2,5 с помощью серной кислоты. Время контакта раствора с гальванопарой - 5 минут. Объём пропущенного раствора 20 дм³. Результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты гальванокоагуляционной обработки модельного раствора

Фаза	Концентрация, мг/дм ³			Фаза	Массовая доля, %		
	Cu	Zn	Fe		Cu	Zn	Fe
Исходный раствор	500,0	500,0	-	Исходный клинкер	2,94	2,08	14,65
Слив гальванокоагулятора	1,15	35,5	1,20	Осадок	3,75	4,06	40,15

Преобладающий переход цинка в осадок объясняется, по-видимому, его выщелачиванием из клинкера с последующим переводом в твёрдую фазу сорбцией на свежесформированной поверхности железоокисных структур по механизму ферритизации.

Медь извлекается по цементационному механизму и в большей степени удерживается на поверхности загрузки.

Таким образом, исследования показали, что использование медистого клинкера в процессах ресурсосберегающей переработки кислых сульфатных вод может быть основано на сорбционно-цементационного извлечении меди и выщелачивании цинка с последующим переводом его в твёрдую фазу.

ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ИОНОВ МАРГАНЦА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД

О.А. Мишурина, Н.Л. Медяник

e-mail: olegro74@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ГОУ ВПО МГТУ)

Работа горнодобывающих и горноперерабатывающих предприятий сопровождается образованием значительного количества техногенных водоемов, которые по объемам и концентрациям тяжелых и цветных металлов можно классифицировать как техногенное гидроминеральное сырье, переработка которого позволит более полно использовать природные минеральные ресурсы, а так же улучшить экологическую ситуацию в регионах.

Проведенные аналитические исследования кислых рудничных вод ГОКов Южного Урала показали, что данные воды, наряду с высоким содержанием таких металлов как Cu^{2+} (170,1 – 284,3 мг/дм³), Zn^{2+} (57,3 – 563,6 мг/дм³) и $\text{Fe}_{\text{общ.}}$ (216,4 – 507,6 мг/дм³), характеризуются так же и высоким содержанием ионов Mn^{2+} (184,5 – 235,2 мг/дм³). Это позволяет, учитывая объемы гидротехногенных образований, классифицировать данные воды как «жидкое» техногенное марганецсодержащее сырье.

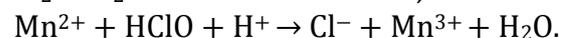
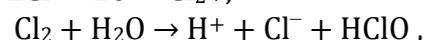
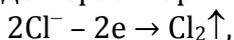
Целесообразность переработки техногенных марганецсодержащих водоемов обусловлена тем, что после распада СССР основные месторождения марганца остались за пределами России. Поэтому марганец в России сегодня является одним из остродефицитных компонентов сталеплавильного производства.

Как одним из альтернативных вариантов решения данной проблемы можно рассматривать процесс извлечения марганца из техногенных водоемов ГОКов медноколчеданных месторождений.

Анализ существующих методов извлечения Mn (II) из техногенных водоемов показал, учитывая высокие концентрации ионов Cl^- в данных водах, наиболее рационально извлекать марганец путем перевода ионов Mn^{2+} под действием окислителя – «активного хлора» – в нерастворимые формы Mn^{3+} и Mn^{4+} и последующего извлечения скоагулированного осадка электрофлотационным способом.

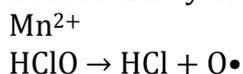
Сущность применяемого метода заключается в следующем: при электрообработке хлоридсодержащих растворов образуется молекулярный хлор, который взаимодействуя с водой, образует активные формы хлорсодержащих окислителей, так называемый «активный хлор».

Далее, при контакте «активного хлора» с ионами Mn^{2+} протекает окислительно-восстановительный процесс в ходе, которого двухвалентный марганец окисляется до нерастворимых форм Mn^{3+} и Mn^{4+} по схеме:



Анализ опыта использования «активного хлора» в качестве окислителя при

окислении переходных металлов показал, что окислительно-восстановительный процесс протекает под действием атомарного кислорода, образующегося при восстановлении «активного хлора» ионами Mn^{2+} . Причем ионы Mn^{2+} в окислительной системе выступают не только как восстановители, но и как катализаторы процесса, что значительно ускоряет время протекания реакции:



Выбор электрофлотационного метода для извлечения образующегося марганец-содержащего осадка обусловлен отличительными особенностями извлекаемых катионов марганца, а именно: хрупкостью коллоидных хлопьев марганца, способностью к передиспергированию при интенсивном перемешивании суспензии, необходимостью проведения флотации при низкой скорости газового потока.

С этой точки зрения электрофлотационный процесс, отличающийся высокой степенью дисперсности выделяющихся пузырьков, отсутствием в аппаратах движущихся частей, а так же возможностью плавного регулирования скорости изменения степени насыщения пульпы газовыми пузырьками, имеет явные преимущества по сравнению с другими флотационными методами извлечения металлосодержащих осадков. Кроме того, сочетание процессов осаждение – флотация позволяет достигать высоких показателей извлечения марганца из растворов в виде продукции.

Исследования по извлечению марганца из растворов в двухкамерном бездиафрагменном электролизере на модельных растворах ионов Mn^{2+} с исходным содержанием хлорид-ионов 600 мг/дм^3 !

В первой камере аппарата протекает процесс окисления Mn^{2+} в Mn^{3+} и Mn^{4+} и последующего электрокоагуляционного осаждения соединений марганца.

Во второй камере аппарата осуществляли процесс электрофлотационного извлечения дисперсной фазы марганца из водных растворов.

При проведении исследований было установлено, что в первой камере аппарата полное извлечение ионов Mn^{2+} из раствора в процессе окислительного осаждения наблюдается в интервале pH системы от 4,5 до 10,5. Однако следует учесть, что при электролизе хлоридсодержащих растворов на аноде возможно образование несколько активных формы хлорсодержащих окислителей: Cl_2 , $HClO$, ClO^- , окислительная активность которых будет зависеть от pH растворов.

Максимальная окислительная активность характерна для хлорноватистой кислоты ($HClO$), накопление которой наблюдается в диапазоне pH 3,5 – 7,5, т.е. в слабокислотной и нейтральной областях. Следовательно, исходя из интервала pH, при котором возможно образование дисперсной фазы марганца, а так же учитывая окислительную активность образующихся хлорсодержащих соединений, процесс окислительного осаждения Mn (II) рекомендуется осуществлять в диапазоне pH от 4,5 до 7,5.

При исследовании кинетики протекания процесса окислительного осаждения ионов Mn^{2+} были рассмотрены два способа контакта окислителя с марганецсодержащим раствором – электрокоагуляционный и реагентный.

В случае реагентного осаждения Mn (II) раствор окислителя предварительно получали в электролизере путем электро-обработки растворов $NaCl$, и далее полученный раствор «активного хлора» вводили в водную систему, содержащую ионы Mn^{2+} .

В случае электрокоагуляционного осаждения Mn (II) в раствор, содержащий ионы Mn^{2+} , предварительно вводили хлорид-ионы в виде раствора $NaCl$ и затем

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

проводили электролиз всей системы (при аналогичных первому случаю параметрах работы электролизера).

Полученные кинетические зависимости показали что, максимальное извлечение Mn (II) в виде дисперсной фазы в случае реагентного осаждения наблюдаются после 5 минут, тогда как в случае электрокоагуляции после 1 минуты. То есть при электрокоагуляционном извлечении марганца скорость протекания процесса возрастает в 5 раз.

Данный факт объясняется тем, что в случае электрокоагуляционного извлечения Mn (II) окислительно-восстановительный процесс протекает при участии суммы окислителей таких как HClO , $\text{O}\cdot$, $\text{ClO}\cdot$, $\text{Cl}\cdot$, $\text{OH}\cdot$, $\text{H}\cdot$, которые из-за своей термодинамической неустойчивости мгновенно вступают в реакцию с ионами Mn^{2+} , что в итоге приводит к значительному сокращению времени протекания процесса. Кроме того, в данном случае процесс окисления протекает во всем объеме обрабатываемого раствора, причем, выделяющиеся на электродах пузырьки газа способствуют равномерному распределению окислителя по всему объему реакционной смеси без использования перемешивающих устройств, что значительно интенсифицирует процесс окисления. При этом электрообработка образующейся коллоидной системы интенсифицирует коагуляционный процесс. Так, в ходе выполнения экспериментов отмечено, что начало образования четкой верхней границы слоя осадка в случае реагентного осаждения Mn (II) электролизными растворами «активного хлора» наблюдается после 18 минут с момента начала хлопьеобразования, тогда как при электрокоагуляционном осаждении это отмечалось уже после 1,5 минут.

Таким образом, полученные результаты показали, что электрокоагуляционный способ извлечения Mn (II) является более приоритетным по сравнению с реагентным.

Экспериментальные исследования оптимальных параметров работы электролизера при электрокоагуляционном извлечении Mn (II) позволили установить, что процесс электрокоагуляции в диапазоне pH 4,5 – 7,5 при электрообработке в течение 1 минуты более рационально проводить при концентрации ионов Cl^- в растворе не менее 600 мг/дм³ и плотности тока на анодах 300 А/м².

Экспериментальные исследования процесса электрофлотационного извлечения дисперсной фазы Mn (III,IV), протекающего во второй камере аппарата, показали что, максимальное извлечение осадка из растворов (до 98,9 %) наблюдаются в интервале pH 4,5 – 8,0.

Оценка влияния на процесс флотации токовой нагрузки, подаваемой на электроды, показала, что в диапазоне плотностей тока на катодах ($I_{\text{с}}$) 80 – 100 А/м² после десяти минут проведения процесса электрофлотации наблюдается максимальное извлечение дисперсной фазы марганца – 98,9 %.

Таким образом, проведенные исследования позволили установить технологические параметры селективного извлечения ионов Mn^{2+} из техногенных водоемов в виде кондиционного сырья:

– *первая камера аппарата* (процесс электрокоагуляции):

pH = 4,5 – 7,5, $t = 1$ мин., C_{Cl^-} более 600 мг/дм³;

– *вторая камера аппарата* (процесс электрофлотации):

pH 5,5 – 7,5, времени флотации 10 мин., плотности тока на катодах 80 – 100 А/м².

ЭКСТРАКЦИОННАЯ ОЧИСТКА ХЛОРИДНЫХ РАСТВОРОВ ОТ МАРГАНЦА

Л.В. Дьякова, А.Г.Касиков

e-mail: dyakova@chemy.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В.Тананаева Кольского научного центра РАН (ИХТРЭМС КНЦ РАН)

На многих промышленных предприятиях, перерабатывающих сульфидные медно-никелевые руды, с выпуском никель-кобальтовой продукции долгие годы стоит проблема очистки растворов от трудноудаляемых примесей, например, от марганца.

Согласно экстракционной гидрохлоридной технологии переработки кобальтовых концентратов в ОАО «Кольская ГМК» после экстракционного извлечения кобальта и хорошо экстрагируемых примесей некоторые элементы, в том числе и марганец, остаются в никелевых рафинатах.

По существующей схеме эти рафинаты поступают на гидролитическую очистку и марганец соосаждается совместно с кобальтом. Происходит накопление и марганца в системе, поэтому необходима дополнительная очистка никелевых растворов от этой примеси.

В настоящей работе исследована экстракция марганца (II) из хлоридных растворов смесями на основе третичных аминов (ТОА и ТИОА). Известно, что этот элемент образует хлорокомплексы только на высоком хлоридном фоне.

Эксперименты показали, что при увеличении концентрации хлор-иона от 4-х до 7 моль/л степень извлечения марганца возрастает от 65.8 до 83.7% при экстракции 30%-ым ТОА в эскайде с добавкой 20% октанона.

При сравнении экстракционной способности смесей с аминами нормального и изостроения и различными модификаторами показано, что структура амина существенным образом не влияет на экстракцию марганца. Использование смеси 30%-ого ТОА или ТиОА в эскайде с добавкой 30% октанона обеспечивает по сравнению с аналогичной смесью, содержащей октанол, увеличение коэффициентов распределения в зависимости от концентрации хлоридного фона в 7-8 раз (таблица 1).

Таблица 1 - Экстракция марганца при различном хлоридном фоне*

Модификатор	Содержание Cl ⁻ , моль/л	Содержание Mn, г/л		Коэффициент распределения, D _{Mn}	Степень извлечения E, %
		рафинат	реэктракт		
октанон	2,0	0,98	0,12	0,12	10,7
	4,0	0,37	0,73	2,00	65,8
	5,0	0,25	0,85	3,40	77,2
	7,0	0,18	0,92	5,10	83,7
октанол	2,0	1,02	0,08	0,08	7,4
	4,0	0,82	0,28	0,34	25,4
	5,0	0,75	0,35	0,47	31,7
	7,0	0,62	0,48	0,77	43,7

* 30%-ным ТОА в эскайде с 30 об.% октанона или 20 об.% октанола, O:B=1:1, Mn_{исх} - 1.1г/л

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Как видно из таблицы, при экстракции из 7-молярного по хлору раствора за одну ступень при $O:B=1:1$ достигается извлечение марганца более 80%.

Регенерация экстрагента после экстракции марганца не вызывает затруднений, поскольку при реэкстрагировании водой Mn более чем на 95% за одну ступень извлекается из экстракта.

Таким образом, экстракционные смеси, содержащие третичный амин и кетон, могут быть использованы в ОАО «Кольская ГМК» для очистки хлоридных никелевых растворов от марганца, что позволяет исключить накопление марганца в системе и его попадание в конечную продукцию – металлический никель и кобальт в качестве микропримеси.

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА ЭФФЕКТИВНЫХ РАСТВОРИТЕЛЕЙ МЕДИ И ЦИНКА ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ УЧАЛИНСКОГО ГОКа

Е.И. Ангелова

e-mail: Angelov.valerii@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск,
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»
(ГОУ ВПО МГТУ)

Научно-техническая революция XX века, вызвавшая невиданный скачок в технике и технологии, сопровождалась быстрым ростом объемов промышленного производства, особенно в горно-металлургическом комплексе. В результате данного прогресса, а именно интенсивной добычи и переработки минерального сырья, произошло формирование огромного количества техногенных отходов.

В отличие от природного минерального сырья, техногенное не требует затрат на извлечение его из недр и первичную дезинтеграцию, которые составляют основные издержки горного производств.

В тоже время данный вид сырья невозможно перерабатывать по классическим схемам, включающие добычу, традиционные методы обогащения, плавку, ввиду технологической сложности, низких показателей извлечения и экономической нецелесообразности. Наиболее перспективными способами переработки техногенных отходов являются комбинированные геотехнологии на основе сочетания открытого и подземного способов добычи и процессов физико-химической геотехнологии в полном цикле комплексного освоения недр.

Однако значительная длительность процессов выщелачивания (не менее 3 месяцев), сложность минерального и вещественного состава хвостов, содержание широкого спектра ценных компонентов в отходах переработки медно-колчеданных руд при относительно невысоком уровне извлечения, определяют необходимость интенсификации процессов физико-химической геотехнологии.

Эффективным методом воздействия на процессы выщелачивания является способ химической интенсификации, основу которого должны составлять экономичные, доступные, избирательные и экологичные реагенты-интенсификаторы.

Перспективно использование неорганических, органических и смешанных растворителей с высоким содержанием кислорода и поверхностно-активных веществ, основной целью которых является окисление в кратчайшее время и перевод в жидкую фазу первичных минеральных форм. Как показал анализ опыта выщелачивания, предварительное окисление выщелачиваемого массива химическими реагентами позволяет повысить скорость выщелачивания в несколько раз.

Химическими реагентами, оказывающими интенсифицирующее действие на процессы выщелачивания медно-колчеданных руд, являются окислители неорганического ряда (сульфат железа (III), хлорное железо, пероксид водорода, хлорид натрия и др.) и органического ряда (фульвокислоты, гуминовые кислоты), наиболее часто применяемые при выщелачивании колчеданного сырья.

С целью определения возможности химической интенсификации процесса выщелачивания были проведены лабораторные исследования влияния комбинированных растворителей на процессы выщелачивания меди и цинка из техногенных отходов Учалинского ГОКа. Для повышения растворяющей способности серной кислоты при проведении экспериментов на текущих хвостах обогащения исследовалось совместное применение серной кислоты концентрацией ($c = 0,5; 2; 5; 10$ и 15%), приготовленной на подотвальной воде Учалинского карьера с добавлением сульфата железа (III), фульвокислоты, лигносульфоната (ЛСТ).

Сопоставление динамики извлечения меди и цинка в продуктивные растворы выщелачивания окомкованных хвостов обогащения при применении серной кислоты различной концентрации без дополнительных модификаторов показало, что извлечение меди и цинка растет с увеличением концентрации кислоты.

Максимальное извлечение меди и цинка в раствор 56% и $74,4\%$ соответственно можно получить уже за 15 суток при концентрации серной кислоты 15% .

При выщелачивании хвостов в модифицированном сернокислым железом (III) в растворе серной кислоты различной концентраций установлено, что данная смесь реагентов повышает скорость и процент извлечения меди и цинка в продуктивный раствор. Причем при введении в состав растворителя сернокислого железа (III) наибольшие показатели извлечения получены при 5% -ной концентрации H_2SO_4 . Максимальное извлечение меди $51,6\%$ за 15 суток и цинка $60,4\%$ за 10 суток при концентрации серной кислоты 5% .

Таким образом, применение данного интенсификатора позволяет отказаться от использования серной кислоты высоких концентраций, а для режима предварительного закисления отходов использовать кислоту с концентрацией не более 5% .

В качестве реагента-интенсификатора для выщелачивания меди и цинка исследовалась также возможность применения фульвокислоты в комплексе с серной кислотой различной концентрацией. Результаты исследований показали, что применение фульвокислоты повышает не только процент извлечения меди в продуктивный раствор, но и обеспечивает возможность снижения концентрации серной кислоты до $2-5\%$. Использование указанных реагентов характеризуется преимуществами: нетоксичностью, доступностью реагента при сравнительно невысокой стоимости, экологичностью.

Эксперимент по оценке влияния ПАВ проводился с целью изучения возможности интенсификации процесса выщелачивания сульфидов за счет снижения поверхностного натяжения между двумя фазами.

Оптимальные результаты извлечения цинка получены при использовании ЛСТ 0,5% концентрации.

Добавление поверхностно-активных веществ в выщелачивающий раствор влечет снижение поверхностного натяжения жидкости на границе раздела фаз «твердое - жидкое», уменьшение вязкости растворов, их более быстрое проникновение в структуру окатышей и является весьма перспективным методом повышения показателей извлечения металлов.

Таким образом, экспериментально установлено, что применение данных реагентов - интенсификаторов позволяет повысить скорость выщелачивания в 2-2,5 раза, снизить концентрацию серной кислоты 2-3 раза и увеличить степень извлечения меди и цинка в продуктивный раствор.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ДРЕНАЖНЫХ ВОД ХВОСТОХРАНИЛИЩА

И.В. Пестряк, О.В. Морозова, О. Эрдэнэтуя¹

e-mail: dchmnggu@mail.ru, Россия, г. Москва,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет»
(ГОУ ВПО МГГУ)

¹e-mail: erdenetuya@erdenetmc.mn, Монголия, г. Эрдэнэт

Совместное Монголо-Российское предприятие «Предприятие Эрдэнэт»

Стоки хвостохранилищ обогатительных фабрик одновременно представляют собой источник ценных компонентов и источник загрязнения окружающей среды. Негативное воздействие обусловлено загрязнением природных вод продуктами окисления минералов тяжелых металлов: меди, свинца, цинка и железа. Эффективным путем снижения концентрации ионов металлов является осаждение гидроокислов и гидрокарбонатов металлов с использованием щелочи или каустической соды.

При pH больше 7 протекают следующие реакции:



Последовательность протекания реакций и достижимые концентрации ионов металлов можно оценить, используя диаграмму термодинамической стабильности соединений в координатах pH – C_{ме}.

Расчитанные для указанных условий диаграммы представлены на рисунке 1.

Анализ полученных диаграмм позволяет заключить, что последовательность осаждения металлов в области pH более 7 следующая: Cu₂(OH)₂CO₃, CaMg(CO₃)₂, MgCO₃, CaCO₃. Это означает, что первоначально будет осаждаться карбонат меди, затем карбонаты кальция и магния. Данная последовательность обосновывает возможность осаждения растворенной меди при минимальных расходах реагента –

осадителя. Увеличение концентрации карбонатных ионов уменьшает концентрацию ионов меди.

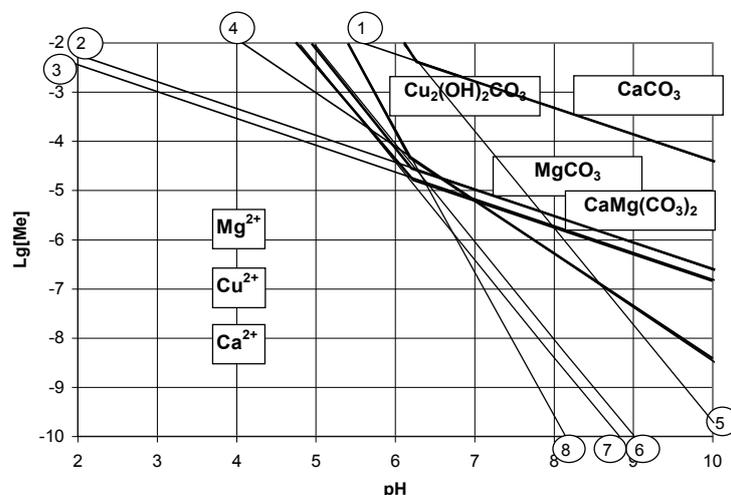


Рисунок 1 - Диаграмма термодинамической стабильности карбонатов кальция и магния и гидрокарбоната меди при варьировании щелочности фильтрата

Для проверки результатов расчетов были поставлены опыты по осаждению из фильтратов хвостохранилища предприятия «Эрдэнэт». Минеральный состав песков представлен в таблице 1.

Результаты опытов, представленные в таблице 2 показывают, что в присутствии карбонатных породных минералов (кальцита, доломита и магнезита) осаждение меди добавками соды (при pH более 8) обеспечивает получение стоков, допустимых к сбросу в окружающую экосистему, или пригодных для использования в качестве технологической воды в процессах измельчения и флотации.

С практической точки зрения полученные результаты обосновывают возможность снижения концентрации меди в стоках хвостохранилищ обогатительных фабрик с получением фильтратов, содержащих 0,08 - 0,15 мг/л иона меди, что приемлемо для использования таких вод в технологических процессах измельчения и флотации.

В отсутствие достаточного количества карбонатных ионов эффективность очистки от ионов меди существенно снижается (таблица 2).

Таблица 1 - Минеральный состав лежалых хвостов

Минерал	Содержание, %	Минерал	Содержание, %
Кварц, опал, халцедон	30,3	Магнетит, гематит	0,73
Серицит, мусковит	25,0	Хлорит	0,41
Плагиоклаз	22,5	Гипс	0,27
Полевые шпаты	7,53	Гетит	0,12
кальцит	3,23	Сидерит	0,12
Глинистые минералы	1,73	Гидрокарбонаты меди	0,06
Пирит	1,57	Халькопирит	0,05
Авгит	0,99	Тальк	0,05
Доломит	0,98	Сфалерит	0,05

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 2 - Результаты опытов по очистке фильтратов хвостохранилища

№№ опыта	Концентрация щелочи/кислоты, моль/л	рН раствора		Концентрация ионов, мг/л			
		начальное	конечное	Ca ²⁺	Mg ²⁺	Cu ²⁺	HCO ₃ ⁻ + CO ₃ ²⁻
1	NaOH, 10 ⁻⁴	10,2	8,9	44,1	24,4	0,96	7,2
2	NaOH, 10 ⁻⁶	8,6	8,0	60,2	13,3	2,00	12,2
3	Na ₂ CO ₃ , 10 ⁻⁴	9,9	8,7	14,1	4,8	0,08	28,5
4	Na ₂ CO ₃ , 10 ⁻⁶	8.1	8.0	30,2	6.4	0,15	34,8
5	-	6,9	6,7	88,5	20,3	3,18	20,4

В таких условиях становится необходимым проведение очистки сточных вод другими способами, например с применением сорбционной технологии.

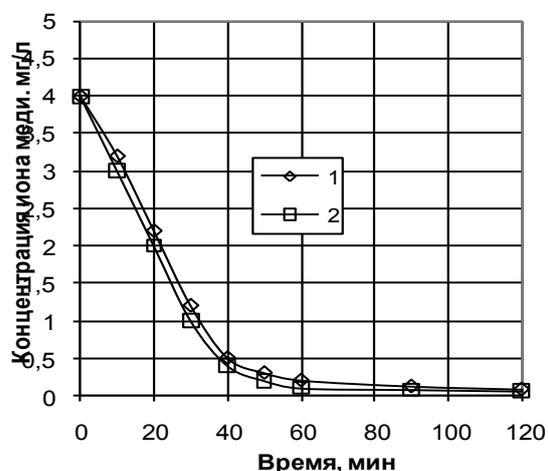
При проведении лабораторных исследований сорбционной технологии очистки фильтратов были определены технологические возможности процесса сорбции ионов меди на катионообменных сорбентах.

С целью определения возможных результатов при сорбции и выбора ионита были проведены исследования по сорбционному извлечению меди ионитами марок КУ-2-8 и КБ-4 при различной продолжительности процесса сорбции.

Эксперименты проводились в статическом режиме на нерассеянных смолах по стандартной методике. Результаты, представленные на рисунке 2, показывают, что остаточная концентрация меди в процессе сорбции снижается со временем, достигая значений 0,06-0,09 мг/л.

Рисунок 2 - Изменение остаточной концентрации иона меди в фильтрате при проведении процесса сорбции в статических условиях

1 - с использованием катионита КУ-2-8;
2 - с использованием катионита КБ-4



При использовании слабокислотного катионита КБ-4 степень извлечения меди выше и составляет при продолжительности сорбции более 1 часа около 99,8%. Дальнейшее увеличение времени сорбции не изменяет остаточную концентрацию металла. При проведении экспериментов на смоле КБ-4 достигнута меньшая остаточная концентрация ионов меди (0,04 мг/л) и, соответственно большее извлечение меди (99,85%).

Возможность достижения высокой степени извлечения металлов катионитом КУ-2х8 из фильтратов хвостохранилища (без предварительной подготовки последних) дали основание выбору по катионита КУ-2х8 для проведения дальнейших ис-

следований по оптимизации процессов очистки реальных фильтратов хвостохранилища ГОКа «Эрдэнэт». Состав фильтратов и полученные результаты опытов представлены в таблице 3.

Таблица 3 - Результаты опытов по сорбционному извлечению меди из фильтратов хвостохранилища ГОКа «Эрдэнэт»

Параметры исходного фильтрата				Время сорбции, мин	Остат. конц. меди, мг/л	Извлечение меди, %
рН	Концентрация, мг/л					
	меди	железа	кальция			
6,15	1,8	0,39	44,3	10	0,25	97,4
				20	0,16	97,6
				30	0,09	98,8
				40	0,08	98,8
6,87	0,77	0,17	24,5	10	0,15	99,5
				20	0,095	99,2
				30	0,075	99,6
				40	0,062	99,6

Опыты проводились в динамическом режиме на полупромышленной сорбционной установке объемом 5 л. Время сорбции составляло 10 - 40 мин.

Анализ полученных результатов (таблица 3) принципиально соответствует данным, полученным при лабораторных опытах, и подтверждает возможность извлечения меди из фильтратов хвостохранилища на 95,0 – 98,0% до технологически приемлемого уровня 0,08 – 0,15 мг/л.

Выбор конкретной технологии определяется соотношением стоимости дополнительно извлекаемых компонентов и затрат на очистку. Предварительный сравнительный анализ результатов показал, что варианты 4 и 5 (после добавления каустической соды) показывают близкие результаты и могут быть предложены для практического использования.

Применение разработанной технологии очистки позволило снизить концентрации растворенной меди в приповерхностных грунтовых водах на 70-90%, приведя их в соответствие с требованиями норм по ПДК.

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ СОРБЦИОННОЙ ДООЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ И ПРИРОДНЫХ ЦЕОЛИТОВ

А.Ю. Чикин, О.Л. Лухнева

e-mail: anchik53@mail.ru, Россия, г.Иркутск

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Восточно-Сибирская государственная академия образования»
(ГОУ ВПО ВСГАО)

Для снижения антропогенного воздействия на водные источники необходимо создание эффективных современных технологий комплексного извлечения тяжелых металлов из сточных вод промышленных производств. Одним из перспектив-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ных методов извлечения тяжелых цветных металлов из производственных сточных вод является сорбционный с применением широкого спектра материалов.

Преимуществом сорбционного метода является возможность удаления загрязнений из сточных вод практически до любой концентрации, отсутствие вторичных загрязнений, доступность и широкий выбор сравнительно недорогих сорбционных материалов.

Существующая технологическая схема химического обезвреживания сбросных вод гальванического производства ОАО «Корпорации «ИРКУТ» не обеспечивает глубокой очистки стоков до норм ПДК. В связи с этим проведены исследования процесса сорбционной доочистки производственных сточных вод, содержащих ионы хрома, цинка, меди, железа с использованием техногенных отходов и природных цеолитов.

В качестве сорбентов для извлечения ионов металлов из сточных вод были выбраны цеолиты Северо-Минусинского цеолитоносного района и шлак, образующийся в результате сжигания каменного угля Черемховского месторождения в котельной предприятия, имеющего гальваническое производство.

Проведен комплекс исследований на модельных растворах и реальных промышленных стоках с использованием сорбентов в статических и динамических условиях.

Установлено, что в статических условиях сорбционного процесса при переходе от более крупной фракции к более мелкой наблюдается увеличение сорбционной активности шлака и цеолита. Увеличение времени контакта также приводит к повышению сорбционной активности изучаемых материалов.

Экспериментальным путем доказано, что оптимальной средой для максимальных значений обменной емкости сорбентов как в статических, так и в динамических условиях, является нейтральная, или близкая к ней. В кислых и щелочных условиях обменная емкость шлака и цеолита существенно снижается.

Выявлен ряд активностей металлов для шлака и цеолита, который отражает способность сорбентов «аккумулировать» одни ионы в большей степени, чем другие: $\text{Cr}^{3+} > \text{Cu}^{2+} > \text{Zn}^{2+}$. Такое расположение металлов определено зарядом ионов и их радиусом. В области низких концентраций, как шлак, так и цеолит эффективно сорбируют ионы хрома, цинка и меди. Однако в области средних концентраций сорбционные свойства шлака по отношению к данным металлам выражены слабее, чем цеолита.

Оптимальными условиями для применения сорбентов в процессе доочистки являются: использование фракции цеолита с размером частиц от 1 до 0,5 мм и фракции шлака с размером частиц менее 0,5 мм; рН исходного раствора 7,0; время контакта сорбентов с раствором 40 мин.

Изучены адсорбционные свойства модифицированных форм шлака и цеолита. При этом для улучшения сорбционной активности сорбентов применялись химическая (обработка раствором карбидного шлама) и физическая (термическая обработка) модификация.

На основании экспериментальных данных были получены изотермы сорбции Cr^{3+} динамических и статических условиях.

Сравнивая полученные результаты после химической модификации сорбентов

в различных условиях, установлено, что в динамических условиях обменная емкость шлака и цеолита составляет 20,2 и 28,4 мг/г соответственно. Однако в статических условиях эти значения возрастают до 229 мг/г для шлака и 270,0 мг/г для цеолита.

Представлено теоретическое обоснование механизма взаимодействия ионов тяжелых металлов с сорбентами. Анализируя результаты контактных взаимодействий растворов и сточной воды с сорбентами, приводящие к повышению pH среды и фиксации процесса dealюминирования, сделаны некоторые обобщения. Природа взаимодействия сорбентов с металлами, входящими в состав растворов или сточной воды, сводится к целому комплексу физических и химических процессов. Для шлака более характерно сорбирование металлов на поверхности за счет образования комплексов из поликремниевых кислот. При сорбции на цеолите более выражен процесс хемосорбции.

Провести четкую границу между физической и химической сорбцией в данном случае практически невозможно. Оба эти процесса представлены комплексом сложных взаимодействий раствора, сорбента и сорбируемого материала.

Разработана технологическая схема сорбционной доочистки сточных вод гальванических производств, обеспечивающая эффективное извлечение ионов хрома, меди, цинка и железа с использованием природного цеолита и угольного шлака.

Проведены промышленные испытания технологической схемы доочистки сточных вод гальванических цехов завода ОАО «Корпорация «ИРКУТ».

Применение предложенной схемы позволит повысить эффективность очистки сточных вод от ионов Cr^{3+} на 46-96%; от ионов Zn^{2+} на 41-78%; от ионов Cu^{2+} на 41-88%; от ионов Fe^{3+} на 7-50% (по данным промышленных испытаний исходных и модифицированных форм сорбентов).

Определена суммарная величина предотвращаемого ущерба, наносимого водным ресурсам, которая составляет более 287 млн.руб. в год.

Полученные в ходе лабораторных и промышленных испытаний результаты свидетельствуют о возможности применения очищенной сточной воды для нужд гальванического производства.

Разработанная и испытанная сорбционная технология является ресурсосберегающей, экономичной, экологичной и может быть рекомендована для очистки сточных вод и утилизации ценных компонентов предприятиями машиностроительной, металлургической и химической отраслей, содержащих в стоках ионы тяжелых металлов.

СТЕНДОВЫЕ ДОКЛАДЫ

**ОРГАНИЧЕСКИЕ ДЕПРЕССОРЫ МИНЕРАЛОВ И ИХ КОМПЬЮТЕРНЫЕ
ПАРАМЕТРЫ**

П.М. Соложенкин, В.П. Алексеева¹

e-mail: solozhenkin@mail.ru, viko4kapush@mail.ru, Россия, г. Москва

Учреждение российской академии наук

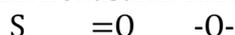
Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

“Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

При выборе модели депрессора исходят из того, что, во-первых, увеличение гидрофильности поверхности минералов способствует подавлению их флотации, следовательно, потенциальный депрессор должен содержать гидрофильную группу, во-вторых, эти соединения должны содержать функциональную группу, способную избирательно закрепляться на поверхности депрессируемого минерала, и, наконец, эти вещества должны обладать достаточно высокой растворимостью в воде.

Обсуждаются известные органические депрессоры типа щавелевой кислоты (HOOC-COOH), малоновой (HOOC-CH₂-COOH), янтарной (HOOC-(CH₂)₂-COOH) и адипиновой (HOOC-(CH₂)₄-COOH) кислот для снижения флотиремости апатита.

Рассматриваются органические депрессоры типа: 2-меркаптоуксусная (тиогликолевая) кислота, 2,3-димеркаптопропан сульфонат натрия, 2-меркаптобензойная (салациловая) кислоты. Были определены частичные заряды в этих соединениях, результаты которых показаны ниже:



HSCH₂COOH 0,007[S(1)]; 0,66[O(6)]; 0,12[O(8)].

HSCH₂CHSHCH₂SO₃Na 0,021[S(1)]; 0,014[S(6)]; 2,615[S(8)];

=O-1,074[O(10)]; O-1,075[O(9)]; O-1,003[O(11)].

HSC₆H₅COOH 0,022[S(1)]; 0,670[O(9)]; 0,135[O(10)].

Группа HS взаимодействует с катионом металла минерала, а гидроксильная группа способствует гидрофилизации поверхности минералов и его депрессии.

На рисунке 1 представлена шаростержневая модель 2,3-димеркаптопропан сульфоната натрия.

Применение 2,3-димеркаптопропана сульфоната натрия позволяет селективно отделить джемсонит от пирротина.

Перспективным органическим депрессором является диэтанолдитиокарбамат натрия (ДЭДТК).

Были изучены основные компьютерные параметры соединения и его комплексы с медью. Распределение частичных зарядов в комплексе меди показано ниже:

N 0.030 [N(4)]; O -0.349 [O(5)]; S 0.768 [S(9)]; S 0.549 [S(10)]; Cu -0.542 [Cu(11)]; S 0.754 [S(12)]; S -0.823 [S(14)]; N 0.052 [N(15)]; O -0.345 [O(18)]; O -0.020 [O(21)].

На рисунке 2 показаны комплексы диэтанолдитиокарбамат меди (I) и (II).

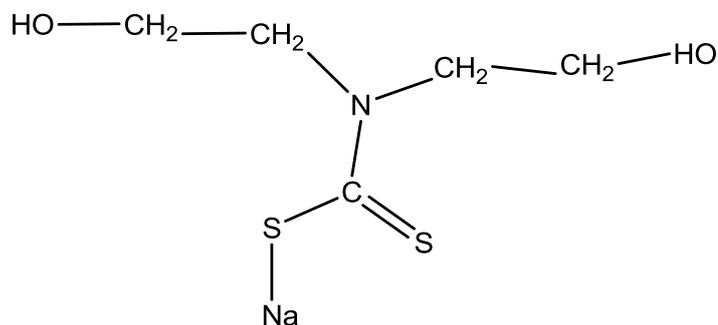
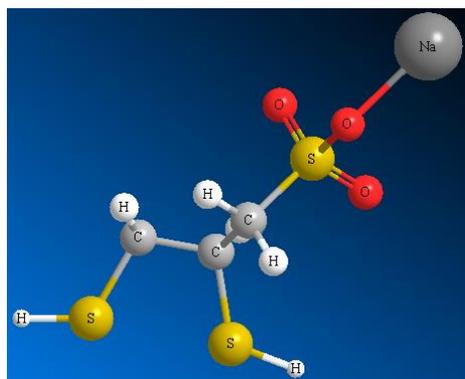
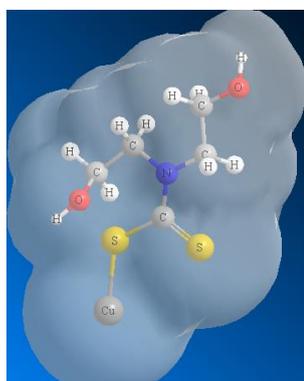
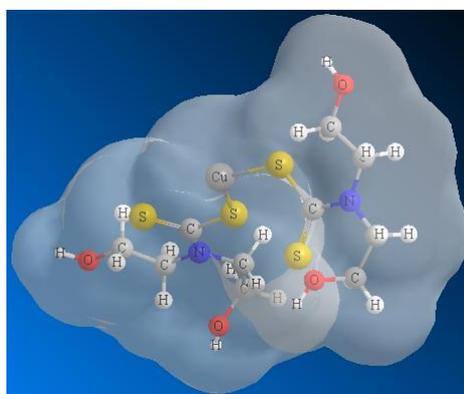


Рисунок 1. Шаростержневая структура 2,3-димеркаптопропан сульфоната натрия (слева) и структурная формула диэтанолдитиокарбамата (справа).



а)



б)

Рисунок 2 - Прозрачные молекулярные модели комплексов диэтанолдитиокарбамата меди(I)а) и (II)б) с границей ван-дер-ваальсовских радиусов.

Детально изучены длины связи между отдельными атомами, длина которых колеблется от 1,450 Å до 2,190 Å. Были рассчитаны спектры ЯМР на ядрах ^1H и ^{13}C .

М.И. Херсонским показано, что диэтанолдитиокарбамат натрия при расходе 500 г/т является достаточно сильным и селективным депрессором меди и пирита при селекции коунрадских Cu-Mo коллективных концентратов, но время флотации с ДЭДТК ограничено. Он также установил, что депрессия халькопирита до подачи смеси изопропилового и изобутилового ксантогената- 20 г/т вызвана адсорбцией диэтанолдитиокарбамата натрия на поверхности минерала и, последующей, гидратацией последнего, а также значительным уменьшением сорбции собирателя.

Органический депрессор уменьшает число активных центров для закрепления собирателя на поверхности минерала и связывает катионы меди (II) в растворе, образуя соединения с константой устойчивости более высокой, чем соответствующие ксантогенаты меди (II). Например, диэтанолдитиокарбамат золота имеет $L_p(1,6 \div 0,9) \cdot 10^{-30}$ $-\lg L_p 29,80$.

Им показано, что на халькопирите после подачи собирателя депрессия определяется двумя факторами:

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- адсорбцией на поверхности минерала органического депрессора с образованием соединения с катионами меди;

- десорбцией собирателя, что, очевидно, исходит за счет выщелачивания органическим депрессором катионов меди с поверхности халькопирита.

На зарубежных предприятиях для депрессии пирротина применяют амины, типа диэтилентриамина (ДЭТА) и триэтилентетраамина (ТЭТА). Зарубежные ученые: Marticorena M.A, Kelebek S. и Tukul C, Kirjavainen V. и Heiskanen K. Wiese J.G., Harris P.S., Bradshaw D.S., Zaskowski Y.S. внесли значительный вклад в изучении аминов при флотации руд.

Для депрессии арсеносульфидов – герсдорфита (NiAsS) и кобальтина (CoAsS) – при флотации медно-никелевой руды месторождения Garson (Канада) были разработаны два вида реагентных режимов, включающих комбинацию хлорида магния, хлорида аммония и гидроксида аммония (режим МАА) и смесь ТЭТА с сульфитом натрия. Ранее эти режимы были испытаны для депрессии арсенопирита и энаргита (МАА), а также пирротина (ТЭТА). Эффективность предложенных смесей реагентов повышается в условиях предварительного окисления пульпы путем аэрации или добавкой перекиси водорода. Депрессия моноклинного и гексагонального пирротина месторождений Южной Африки и Канады резко усиливается при использовании хелатных реагентов ДЭТА и ТЭТА, а также лимонной кислоты в сочетании с пиросульфитом натрия или диоксидом серы.

В таблице 1 представлены компьютерные параметры реагентов: растяжение валентных связей, изгиб валентных углов, поправки изгиб-растяжение, внутреннее вращение, не $\frac{1}{4}$ ван-дер-ваальсовские взаимодействия, $\frac{1}{4}$ ван-дер-ваальсовские взаимодействия, диполь/дипольное взаимодействие и общая стерическая энергия соединений.

Шаростержневые модели ДЭДТК и ДЭТА представлены на рисунке 3.

Изучено распределение зарядов на отдельных атомах соединений:

Для ДЭТА: -N-«-0,247», -N-«-0,165», -N-«-0,247»

Для ТЭТА: -N-«-0,247», -N-«-0,164», -N-«-0,165», -N-«-0,247».

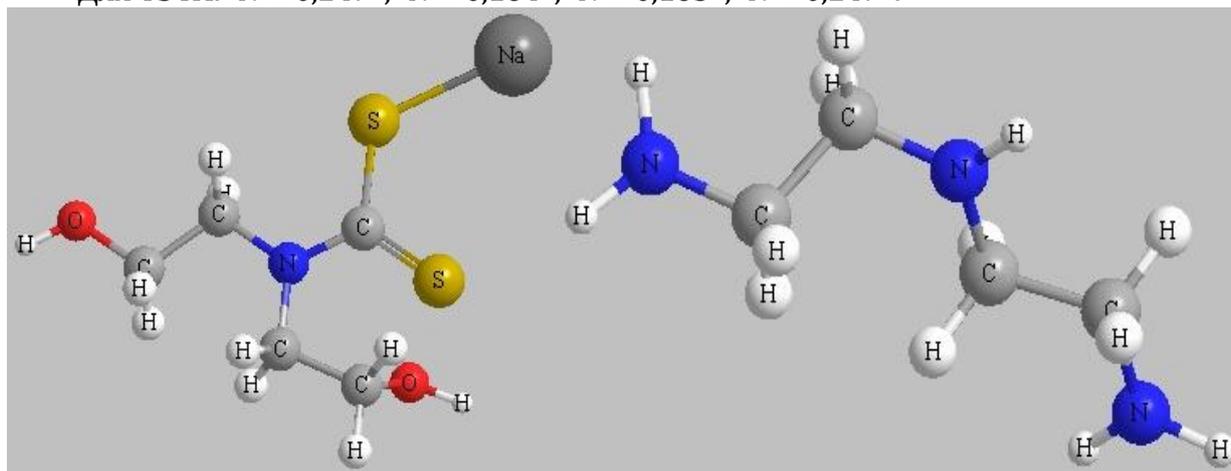


Рисунок 3 - Шаростержневые модели ДЭДТК (слева) и ДЭТА (справа)

Были построены молекулярные орбитали для исследованных флотореагентов и рассчитаны энергии этих орбиталей.

Таблица 1 - Результаты вычислений компонентов стерической энергии различных соединений

Энергия параметров, ккал/моль	растяжения валентных углов	изгиб валентных углов	Поправки изгиб-растяжение	внутреннего вращения	не 1/4-ван-дер-ваальсовского взаимодействия	1/4-ван-дер-ваальсовского взаимодействия	взаимодействия диполь-диполь	Общая стерическая энергия
ДЭДТК	0,4297	3,9587	0,2514	1,1377	-0,7277	5,0202	-2,6654	7,4045
ДЭТА	0,2076	1,0960	0,0791	-0,1211	-0,9907	2,4464	-0,1899	2,5275
ТЭТА	0,3414	1,3863	0,1088	-1,3041	-2,3277	4,5646	-0,5158	2,2535

Ниже приведены уровни энергии связывающей орбитали –HOMO (Highest occupied molecular orbitals) и разрыхляющей орбитали –LUMO (lowest unoccupied molecular orbitals):

	ДЭДТК	ДЭТА	ТЭТА
HOMO	-3,402eV(N=30)	-9,027eV(N=22)	-8,849eV(N=31)
LUMO	-1,389eV(N=31)	32,425eV(N=23)	32,242eV(N=32)

Рассматривается механизм закрепления диэтилентриамин (ДЭТА) и триэтилен-тетрамина (ТЭТА) на сульфидных минералах и возможности образования с ними комплексов металла.

ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Т.Н. Александрова, Н.М. Литвинова

e-mail: igd@rambler.ru, nauka22@yandex.ru, Россия, г. Хабаровск
Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН

Широкое применение для переработки золота и золотосеребросодержащих руд имеют гидрометаллургические методы и среди них - метод цианирования, в котором в качестве выщелачивающего агента используют растворы цианистых солей с последующей сорбцией на активированные угли или синтетические смолы.

Для вовлечения резерва и снижения упорности такого типа сырья по отношению к цианистому процессу, предлагаются пути интенсификации извлечения¹.

Между технологиями извлечения золота и серебра с помощью сорбции на ионообменных смолах и активных углях есть много общего: процессы осуществляются в непрерывном противоточном режиме с использованием аппаратов с пневматическим перемешиванием.

¹ Мамаев Ю.А., Александрова Т.Н. и др. К вопросу извлечения золота из упорных руд

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Сопоставление технико-экономических показателей процессов ионообменной сорбции на смолах и активированных углях выполнить достаточно затруднительно, однако есть примеры таких расчетов для заводов ЮАР, которые показали, что в ряде случаев ионообменные смолы имеют преимущество².

Одна из основных целевых задач исследований - экспериментальное моделирование процессов цианирования и сорбционного выщелачивания с использованием обеззолоченного раствора в качестве оборотной воды для выявления влияния состава жидкой фазы пульпы (оборотной воды) и его изменчивости на технологические показатели обогащения малых технологических проб.

В качестве объектов исследований был использован материал, отобранный из различных рудных тел месторождения Многовершинное - Оленьего (ТО-1), Северного (ТС-1), Верхнего (ТВ-2) рудных тел.

Для изучения характера и ассоциативных связей золота по общепринятой методике проведен рациональный анализ представленных проб.

По результатам рационального анализа следует отметить, что соотношение количества золота, ассоциированного с кварцем, к ассоциированному с сульфидами равно 1 : 4 для всех исследованных проб, в то время как для серебра оно колеблется от 1 : 1 (проба ТО-1) до 1 : 7 (проба ТС-1) и в большей мере зависит от принадлежности пробы к конкретному рудному полю.

Экспериментальное моделирование процессов цианирования и сорбционного выщелачивания с использованием обеззолоченного раствора включало 5 циклов «цианирование-сорбция» на навесках проб массой 200 г.

Отфильтрованный раствор сорбционного выщелачивания совместно с промывными водами подкрепляли до требуемой концентрации по цианиду натрия и использовали в последующем цикле.

Постоянные параметры процессов: крупность - 82% класса - 0.071мм; продолжительность предварительного цианирования - 7-7.5 час; продолжительность сорбционного выщелачивания - 12-14 час; концентрация NaCN - 650-700 мг/л; плотность пульпы на цианировании - 55-60%; рН (известь) - 10.5; содержание ионообменной смолы АМ-2Б при сорбционном выщелачивании - 12 г/ л. Суммарная продолжительность технологических процессов каждого цикла - 20,5 часов.

По результатам эксперимента рассчитывалась сорбционная обменная емкость сорбента (СОЕ, г/г) по формуле:

$$\text{СОЕ} = (C_0 - C_{\text{равн}}) \times V / m, \text{ г/г}, \quad (1)$$

где: m - масса сухого сорбента, г; V - объём исследуемого раствора, л; C_0 - концентрация элемента в исходном растворе, г/л; $C_{\text{равн}}$ - остаточная концентрация извлекаемого элемента в растворе, г/л.

Результаты моделирования возврата жидкой фазы представлены в таблице 1.

На основании представленных результатов в таблице 1 можно сделать вывод о том, что сорбционная обменная емкость (СОЕ) по отношению к золоту для всех трех проб имеет максимальное значение во 2 цикле водооборота, затем показатели снижаются.

При проведении экспериментов установлено, что серебро сорбируется плохо и в ряду селективности смещается вправо после золота, цинка и никеля. Для фиксации се-

² Меретуков М. А., Орлов А. М. и др. Металлургия благородных металлов

ребра в виде $\text{Ag}(\text{CN})_2$ нужны пониженные концентрации цианида.

Таблица 1. Результаты моделирования возврата жидкой фазы

Цикл водо-оборота	Наименование пробы					
	ТО-1		ТО-1		ТВ-2	
	Au, г/г $\text{COE} \cdot 10^{-3}$	Ag, г/г $\text{COE} \cdot 10^{-3}$	Au, г/г $\text{COE} \cdot 10^{-3}$	Ag, г/г $\text{COE} \cdot 10^{-3}$	Au, г/г $\text{COE} \cdot 10^{-3}$	Ag, г/г $\text{COE} \cdot 10^{-3}$
0	7,91	2,056	0,152	0,715	0,383	0,498
1	8,92	1,933	0,133	0,646	0,300	0,474
2	9,49	1,687	0,194	0,882	0,331	0,602
3	7,58	1,948	0,162	0,607	0,251	0,299
4	5,22	0,793	0,133	0,630	0,239	0,525
5	7,91	2,056	0,152	0,715	0,383	0,498

В результате проведенных исследований сделан вывод, что в целом технология «выщелачивание-сорбция» позволяет в условиях действующей фабрики достаточно эффективно извлекать ценные компоненты, в том числе и в условиях оборотного водоснабжения. В среднем извлечение золота и серебра в смолу в условиях оборотного водоснабжения составило, %: 93,6 и 80,47 соответственно.

Следует отметить наиболее существенное влияние ионов меди и цинка на селективность используемой смолы. Вклад этих компонентов суммарно достигает 36% емкости смолы. В среднем отношение золота к серебру в растворах после сорбции соответствует 5:1, соотношение меди к цинку близко к 1:1.

Свинец и кобальт практически инертны, а железо и никель проявляют себя незначительно. Установленное снижение механической прочности используемого сорбента, характерно для всех исследованных проб.

Механические потери смолы в лабораторных условиях достигает 50 и выше %, что может негативно сказаться на качестве хвостов сорбции со всеми вытекающими последствиями, как технологического, так и экономического характера. Перспективы гидрометаллургии золота, возможно, связаны с применением сорбентов нового типа, включающих фрагменты из ионообменных смол и адсорбирующих функциональных групп.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ ЗОЛОТОУРАНОВЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РОДАНИДНЫХ РАСТВОРИТЕЛЕЙ

В.В. Ширяева

Россия, г. Москва, ОАО «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии» (Госкорпорация Росатом)

Работа проводилась на золотоурановой руде месторождения «Лунное».

Проблема последовательного извлечения урана и золота ранее предложенным цианидным способом состояла в несовместимости выщелачивающих реагентов.

В кислой среде соли цианидов не устойчивы и разлагаются с выделением газа циана – высокотоксичного вещества.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

В качестве альтернативы цианидам использовались роданидные растворы в присутствии трехвалентного железа в кислой среде ($\text{pH}=1-3$), которые менее токсичны и хорошо совместимы с кислыми средами.

Выщелачивание урана и золота проводилось в 2 этапа в перколяционной колонне. Диаметр 10,5 см, высота 1 м.

Крупность руды – 20 мм; вес руды 8 кг.

На первой стадии идет выщелачивание урана раствором серной кислоты (10-20 г/л).

Оборотные растворы каждые сутки доукреплялись кислотой без внесения дополнительного окислителя. Процесс был организован в замкнутом цикле: выщелачивание урана из руды – сорбция на смоле. Степень извлечения урана 82,4 %.

Выщелачивание золота проводится сразу после извлечения урана без промежуточной стадии отмывки руды.

Состав раствора: $\text{C}_{\text{H}_2\text{SO}_4} = 5-10$ г/л, $\text{C}_{\text{SCN}^-} = 1,5$ г/л, $\text{C}_{\text{Fe}^{3+}} = 2$ г/л; для поддержания необходимого ОВП (≥ 550 мВ) в маточники сорбции добавляется NaNO_2 .

Извлечение золота осуществлялось также в цикле выщелачивание – сорбция на активированном угле. Степень извлечения золота роданидным раствором оценивается величиной 94,7%.

Предложена принципиальная технологическая схема комплексной переработки руды кучным способом, обеспечивающая в определенной степени замкнутый водооборот.

К преимуществам роданидного выщелачивания следует отнести, помимо значительной скорости растворения и высокой степени извлечения золота, возможность полной регенерации растворителя и сорбента, а также отсутствие необходимости обезвреживать хвосты выщелачивания.

Установление оптимального состава выщелачивающих растворов и режима орошения определяет возможность рационального осуществления процесса.

ОСОБЕННОСТИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО ОКСИДА КОБАЛЬТА ВОДОРОДОМ, ПРОПАНОМ И ПРИРОДНЫМ ГАЗОМ

А.Т. Шоинбаев, А.В. Протопопов, Т.С. Даулетбаков, Ж.Ж. Искакова
zhanchik_0303@mail.ru, Республика Казахстан, Алматы
АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения» (ЦНЗМО)

В настоящее время широкое применение находят процессы предварительного восстановления руд и концентратов перед их гидрометаллургической переработкой, позволяющие существенно упростить процесс и снизить затраты.

В отечественной практике производства порошков металлического кобальта, используемых в твердосплавной промышленности, применяется способ восстановления его кислородсодержащих соединений водородом. Однако высокая стоимость водорода, большой его расход при восстановлении, не всегда имеющаяся доступность выдвигают задачу изыскания более дешевых и доступных газов-восстановителей.

В настоящей работе исследовался процесс восстановления технического оксида кобальта водородом, пропаном и природным газом с последующим растворением его в соляной и азотной кислотах.

Для восстановления использовалась технический оксид кобальта марки КО-1 с содержанием кобальта 71%. Навеску технического оксида кобальта помещали в лабораторную муфельную печь, снабженную разводкой для подачи газа и отвода продуктов реакции, выдерживали в течение заданного времени при оптимальной температуре в токе газа-восстановителя, после чего восстановленный продукт охлаждали в атмосфере этого газа и анализировали на содержание кобальта, кислорода и углерода.

Содержание кобальта определялось электролитическим и фотокolorиметрическим методом, содержание кислорода - методом активационного анализа на нейтронном генераторе НГ-150.

Режимы восстановления анализа его продуктов приведены в таблице 1.

Таблица 1-Режимы восстановления и содержание элементов в продуктах.

Газ-восстановитель	Исход. навес. гр	Время. восст. час	Температура, °К	Расход газа, л/час	Содержание элементов, масс % в восстанов. продукте		
					Со	O ₂	С
Водород	500	1,0	970	700	79,3	20,7	-
Пропан	180	1,0	770	100	90,4	3,9	5,2
Природный газ	500	1,0	770	300	92,8	4,3	9,7
Природный газ	500	2,0	770	300	90,7	2,7	6,63

Из данных, приведенных в таблице видно, что при восстановлении водородом в условиях, близких к промышленным, восстановление технического оксида кобальта идет, в основном, до низшего оксида СоО (теоретическое содержание в СоО: кобальта – 64,8%, кислорода – 35,2%).

Пропан и природный газ являются более сильными восстановителями и в условиях эксперимента, при их расходе в 2 раза меньше, чем расход водорода, восстановление происходит в основном до металлического кобальта.

Восстановление технического оксида кобальта пропаном и природным газом сопровождается загрязнением полученных восстановленных продуктов сажистым углеродом. Наименьшее количество углерода в восстановленном продукте (2,94%) получено при восстановлении природным газом в течение 1 часа, что является вполне приемлемым для промышленного использования. Наименьшее содержание кислорода в восстановленном продукте (2,7%) получено при восстановлении технического оксида кобальта природным газом в течение 2-х часов. Однако, при этом количество выпавшего сажистого углерода увеличивается до 6,6%.

Таким образом, оптимальными условиями восстановления технического оксида кобальта природным газом следует считать: температура – 770 °С, время восстановления – 1 час, расход природного газа – 600 л/час, на 1 кг продукта.

Исследовали влияние продолжительности процесса на выщелачивание кобальта из продуктов, полученных восстановлением технического оксида кобальта водородом, пропаном и природным газом, а также восстановленной техническим оксидом кобальта.

В качестве выщелачивающих растворов использовали 8,3м раствор азотной ки-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

слоты и 7,7м раствор соляной кислоты.

Навеску продукта (10г) помещали в стеклянную термостойкую колбу объемом 0,25 дм³, в которую заливали 100 мл раствор кислоты, содержимое нагревали до температуры 368-369 К и выдерживали при этой температуре в термостатированных условиях определенное время. По окончании выщелачивания пульпу охлаждали, отделяли осадок от раствора фильтрацией, промывали его на фильтре водой. Осадок сушили, взвешивали и определяли содержание в нем кобальта. Замеряли объем маточного раствора, промвод и определяли содержание в них кобальта.

По остаточному содержанию кобальта в осадке и количеству кобальта, перешедшего в раствор и промводы, определяли степень извлечения кобальта в раствор, которая принималась как степень восстановления.

Полученные данные представлены в виде кривых на рисунках 1 и 2, из которых следует, что скорость и степень выщелачивания кобальта из восстановленных порошков выше, чем из невосстановленного технического оксида кобальта.

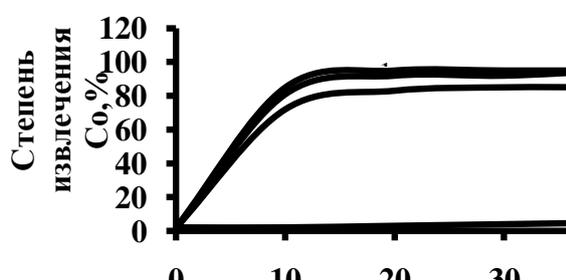


Рисунок 1 - Кинетические кривые выщелачивания кобальтовых порошков 8,3 м раствором азотной кислоты

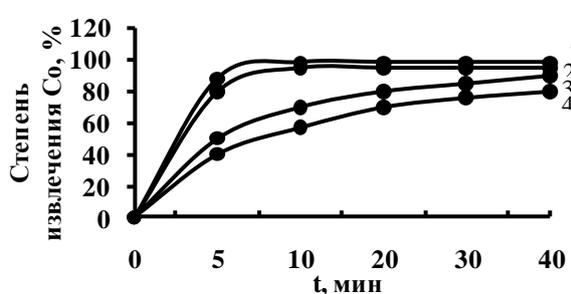


Рисунок 2 - Кинетические кривые выщелачивания кобальтовых порошков 7,7 м раствором соляной кислоты

При выщелачивании кобальтового порошка, восстановленного водородом растворами соляной и азотной кислот равновесие устанавливается в течение 30 минут для азотной кислоты и 10-20 минут для соляной кислоты, при этом в раствор извлекается соответственно 98,0 и 98,4% кобальта. При выщелачивании в течении 40 минут кобальтового порошка, восстановленного пропаном в раствор переходит 93,3% кобальта в случае применения соляной кислоты и 94,0% в случае применения азотной кислоты, что несколько меньше, чем при выщелачивании кобальтового порошка восстановленного водородом. При выщелачивании соляной кислотой кобальтового порошка, восстановленного природным газом, равновесие устанавливается за 10-20 минут, также как и для водорода, при этом степень извлечения кобальта в раствор составляет 97-98%. При выщелачивании азотной кислотой кобальтового порошка, восстановленного природным газом, скорость растворения близка к восстановлению водородом, равновесие достигается через 40 минут, при этом в раствор переходит 98% кобальта, как и в случае с водородом. Выщелачивание соляной кислотой невосстановленного технического оксида кобальта, как принято на одном из заводов, происходит с низкой скоростью. За 40 минут выщелачивания в 7,7м растворе соляной кислоте в раствор переходит 85-90% кобальта. В азотной кислоте невосстановленный технический оксид кобальта малорастворим. За 40 минут выщелачивания в 8,3м растворе азотной кислоте в раствор переходит 4,6% кобальта.

Таким образом, природный газ является более высокоэффективным восстановителем, так как при более низком его расходе и, несмотря на некоторое количество образующегося сажистого углерода, можно получить конечные результаты, сравнимые с восстановлением водородом. В целом меньшие содержания кислорода в образцах, восстановленных углеродсодержащими газами по сравнению с водородом можно объяснить, во-первых большей концентрацией водорода в этих газах, во-вторых восстанавливающим действием углерода. Последнее обстоятельство является в известной степени спорным, т.к. температуры восстановления 770 К далеки от температур конверсии, тем более от температур пиролиза углеводородов.

В промышленных условиях восстановление ведут в основном до CoO . При восстановлении природным газом можно подобрать такие режимы восстановления, при которых полностью исключается выпадение сажистого углерода, например путем охлаждения восстановленного порошка в среде природного газа.

Природный газ может быть применен в качестве газа восстановителя для восстановления технического оксида кобальта перед ее растворением в соляной или азотной кислотах, что существенно сократит расход кислот и улучшит экологические показатели.

Список использованных источников

1. МКИ. С 22 В 3/00:С 2161/020 НКИ 75-21. Патент США № 3734715. Публикация 22.05.73 г. «Извлечение металла из комплексных руд».
2. МКИ С 22 В 39/00 НКИ С – Патент Японии № 49-30324. Публикация 12.08.74 г. Технологическая инструкция производства кобальта металлического ТС 4208-22-76.
3. Технологическая инструкция производства оксида кобальта ГМ 4208-26-76.
4. Ю.В.Валибеков, И.Л.Володин, Ф.Б.Вурзель. Макрокинетика плазмохимического пиролиза углеводородов и хлоруглеводородов, Химия высоких энергий, т.9, № 1, 1975, с. 55-62.

КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ КЮВЕТНОГО И КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УПОРНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ НАПРАВЛЕННЫХ ФОТОЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

Л.В. Шумилова, Ю.Н. Резник

e-mail: zabgc@mail.ru, root@chitgu.ru, Россия, г. Чита

Федеральное государственное образовательное учреждение среднего профессионального образования Забайкальский горный колледж им. М.И. Агошкова
Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Читинский государственный университет»

В последние годы в минерально-сырьевом комплексе России наметилась тенденция роста дисбаланса между добычей и приростом балансовых запасов, что создаёт серьёзную проблему для развития экономики государства¹.

¹ Чантурия, В.А. Перспективы устойчивого развития горноперерабатывающей индустрии России // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С.2-9.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Как показывают исследования, за счет бедного упорного и техногенного сырья возможно увеличение минерально-сырьевой базы золота, что может быть достигнуто в результате повышения эффективности технологии переработки и полноты извлечения ценного компонента.

Низкозатратным способом извлечения золота из бедного минерального сырья является кучное выщелачивание, но при тонковкрапленном и ультрадисперсном характере рудной минерализации и содержании вредных примесей (мышьяк, сурьма) более 1,0 % и углеродистых (органических) веществ более 0,2 % эффективность и целесообразность использования этой технологии представляются весьма проблематичными.

Передовой, экологически безопасной технологией переработки упорного минерального сырья с нановключениями золота является биотехнология, имеющая, однако, ряд ограничений, обусловленных сложностью вещественного состава руд и концентратов (наличие углистых и органических включений), экстенсивностью процесса, рентабельностью только при относительно высоких содержаниях золота в исходном сырье.

Одним из главных путей повышения эффективности процесса выщелачивания золота из труднообогатимого сырья является интенсификация процесса вскрытия упорной матрицы химическими, биологическими, физическими методами.

Несмотря на наличие большого количества известных и новых методов интенсификации процессов выщелачивания в промышленной практике они не применяются. Использование нетрадиционных методов сдерживается в большинстве случаев или слабой изученностью самого процесса, или отсутствием соответствующего технологического оборудования, а нередко и связано со слишком высокими капитальными и эксплуатационными затратами, не окупаемыми стоимостью дополнительно извлекаемого золота.

Для решения проблемы обеспечения подготовки труднообогатимых руд и техногенного сырья к выщелачиванию благородных металлов весьма перспективными представляются методы двухстадиального окисления, основанные на фотоэлектрохимическом воздействии на растворы реагентов с образованием сильных окислителей (активных форм кислорода и хлорсодержащих соединений) с последующим биоокислением упорных минералов, реализуемым в кюветном варианте, и отдельном извлечении золота из песковой (в кучном варианте) и глинисто-шламистой фракций.

Полупромышленные испытания комбинированных методов кюветного и кучного выщелачивания (КМККВ) упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий осуществлялись на лежалых огарках обжига золотосодержащего арсенопиритового флотационного концентрата Дарасунского рудника.

Проверяемые параметры – извлечение золота из труднообогатимого минерального сырья. Формы нахождения золота по результатам фазового анализа, %: золото свободное с чистой поверхностью (амальгамируемое), 23,5; золото цианируемое (в сростках), 40,23; золото, покрытое пленками, растворимыми в кислотах, 8,5; золото в сульфидах, 25,07; золото «запечатанное в кварце», 2,7.

Методика проведения испытаний представлена в Патентах².

Результаты экспериментальных испытаний сравнивались с базовым вариантом предприятия, перерабатывающего техногенное сырье, по схеме сорбционного выщелачивания огарков с предварительным отдельным цианированием фракций крупности +0,106 мм и -0,106 мм.

Параметры фотоэлектрохимических воздействий: продолжительность облучения воздуха с целью генерации озона 6 мин; продолжительность барботажа озонированным воздухом межэлектродного пространства электролитической ячейки 1,5 ч; напряжение на электродах в электролизере 20 В; концентрация раствора H₂SO₄ 3%, продолжительность обработки пульпы в кюветах (первая стадия - фотоэлектрохимическое окисление) 8 ч.

Параметры биоокисления: крупность исходного материала +12,5 мм; Ж:Т=5:1; температура пульпы 25-30°C; рН пульпы 2-2,5; расход воздуха 0,3 - 0,4 м³/(м³·мин); минимальная концентрация кислорода в пульпе 2,0 мг/л; количество бактерий в растворе (начало/окончание) (3-4)×10⁶/(4-10)×10⁷ кл/мл.

Применяемые при биоокислении реагенты и их расходы: аммофос 3,2 кг/т, сульфат аммония 8,0 кг/т, серная кислота для приготовления питательной среды, 6,0 кг/т; концентрация в исходной среде: аммофоса 0,45 г/л, сульфата аммония 0,45 г/л, продолжительность биоокисления (вторая стадия) 48 ч.

Технологическая схема испытаний представлена на рисунке 1. Результаты полупромышленных испытаний представлены в таблицах 1-3.

Результаты полупромышленных испытаний комбинированных методов кюветного и кучного выщелачивания золота из лежалых огарков Дарасунского рудника доказали эффективность технологии за счет интенсификации процесса (сокращения продолжительности биоокисления в 1,9 раза, со 125 ч. до 65 ч.) и повышения сквозного извлечения золота на 16,6 % (с 75,6 до 92,2 %) по сравнению с сорбционным выщелачиванием.

КМККВ имеют большие перспективы применения на золотодобывающих предприятиях России и, в частности, Забайкалья. В Забайкалье открыто и в различной степени изучено более 1000 месторождений и рудопроявлений коренного и россыпного золота. Причем доля коренного золота составляет около 90 %. Минеральные объекты золотодобычи имеют различный вещественный состав и представлены 41 месторождением, из которых 22 собственно золоторудных и 19 комплексных с доминированием пирита, арсенопирита, галенита, сфалерита, золота в упорной форме.

Кроме того, для КМККВ может быть использовано техногенное сырье, представленное отвалами бедных и забалансовых руд, хвостами обогатительных фабрик, галеефельными отвалами переработки россыпей.

² Пат. 2350665. Способ кюветно-кучного выщелачивания металлов из минеральной массы / Секисов А.Г., Резник Ю.Н., Зыков Н.В. и др. – № 2007118333/03 (019956); заявл. 16.05.2007; опубл. 27.03.09. Бюл. № 9.,

Пат. 2361937. Способ подготовки упорных сульфидных руд и концентратов к выщелачиванию / Секисов А.Г., Резник Ю.Н., Шумилова Л.В. и др. – № 2007145306/02 (049635); заявл. 06.12.2007; опубл. 20.07.09. Бюл. № 20,

Пат. 2283879. Способ кучного выщелачивания руд / Рашкин А.В., Авдеев П.Б., Резник Ю.Н., Шумилова Л.В., Яшкин И.А. – № 2004133306; заявл. 15.11.04; опубл. 20.09.06. Бюл. № 26.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Для россыпных месторождений гале-эфельных отвалов, хвостов ШОУ характерно тонкое и чешуйчатое золото, золото в «рубашке» и также его ультрадисперсные включения в окислы железа и сульфидные шлиховые минералы. Например, на основании опубликованных материалов подсчитаны для Забайкалья следующие потенциальные запасы золота: 1) 152 т – техногенное сырье по 12 золотосодержащим объектам ($\beta_{Au} = 0,2-6,2$ г/т, $\beta_{Au}^{CP} = 0,63-1,5$ г/т); 2) 96 т – бедные руды по 10 золотосодержащим объектам ($\beta_{Au}^{CP} = 1,0-2,0$ г/т).

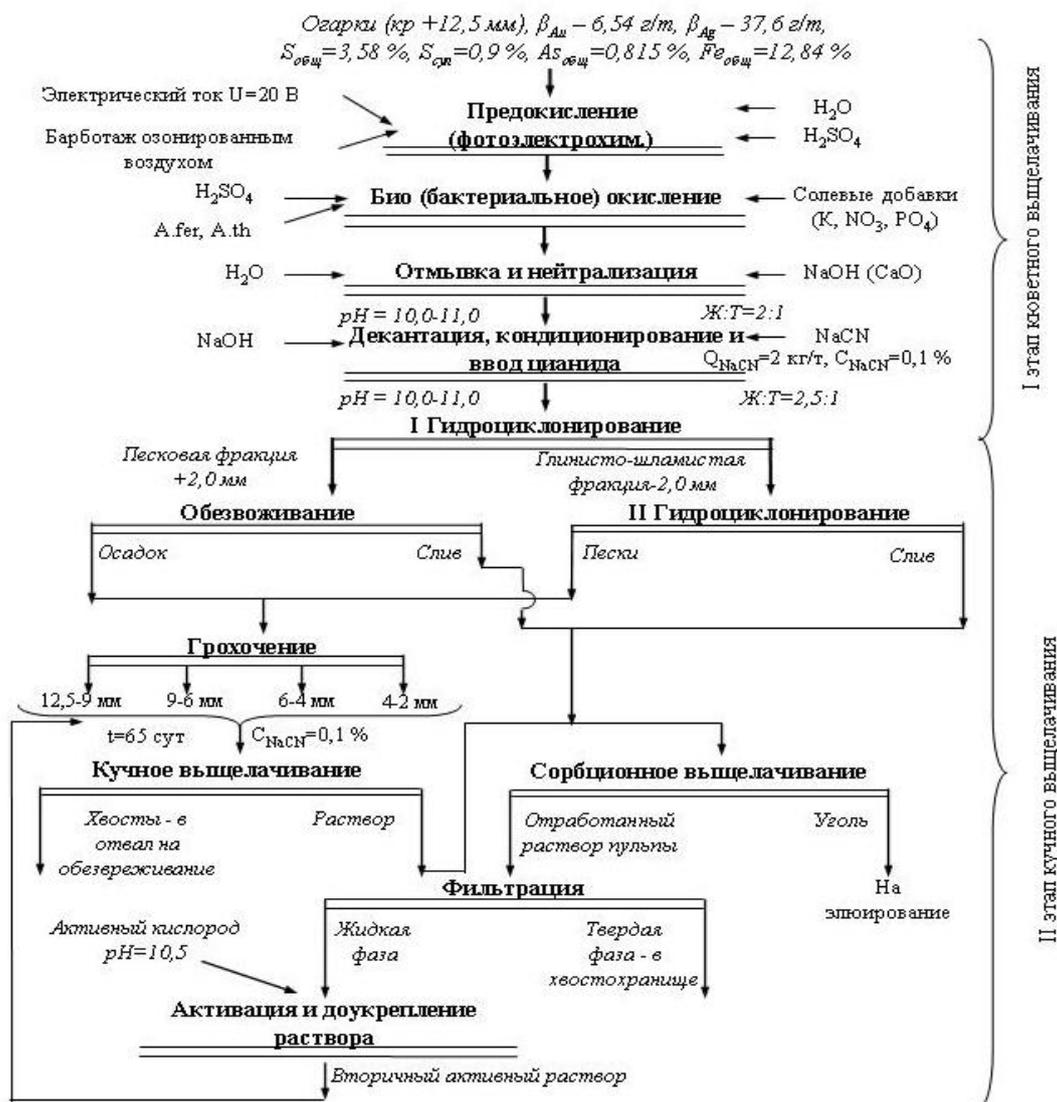


Рисунок 1 Технологическая схема полупромышленных испытаний выщелачивания золота из лежалых огарков Дарасунского рудника

Таблица 1 - Зависимость кислотообразования от продолжительности выщелачивания

Параметры	Продолжительность выщелачивания Fe^{3+} , ч						
	0	9	18	27	36	45	54
pH	4,5	2,5	2,1	2	2	1,9	1,7

Таблица 2 - Зависимость концентрации Fe^{3+} в растворе от продолжительности выщелачивания

Параметры	Продолжительность выщелачивания Fe^{3+} , ч					
	9	18	27	36	45	54
Концентрация, г/л	14,8	17,1	32,7	62,4	20,0	4,1

Таблица 3 - Зависимость содержания золота в твердой и жидкой фазах от продолжительности цианирования

Продолжительность цианирования, ч	0	1	2	3	4	5	6
Содержание золота в твердой фазе, г/т	7,5	7,4	7,1	6,8	5,5	3,5	1,7
Содержание золота в жидкой фазе, мг/л	0	0,1	0,8	1,3	1,6	1,8	1,92

Для промышленной реализации технологии КМККВ, в том числе в условиях Забайкалья, где сконцентрировано большое количество золоторудных месторождений, как текущей добычи, так и потенциально перспективных, а также некондиционных руд, техногенных отходов с большим периодом консервации, необходимо классифицировать упорное минеральное сырьё в зависимости от особенностей вещественного состава на технологические типы и складировать на специальных площадках, а затем последовательно перерабатывать по гибкой оперативно перестраиваемой технологии КМККВ.

Следует также отметить высокую экологичность КМККВ за счет применения активного кислорода как экологически безвредного соединения, снижение токсичности реагентов в жидкой фазе хвостов и их миграционной активности, рациональное использование природных ресурсов при переработке техногенного, некондиционного сырья и уменьшение потерь золота.

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ТРУДНООБОГАТИМОГО КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ

Н.К. Гайнутдинов, Р.А. Хасанов

e-mail: root@geolnerud.net, Россия, г. Казань

Федеральное государственное унитарное предприятие «Центральный научно-исследовательский институт геологии нерудных полезных ископаемых»
(ФГУП «ЦНИИГеолнеруд»)

Исторически сложившаяся сырьевая база стекольного производства часто оторвана от существующих узлов потребления, особенно от бурно развивающихся восточных регионов России – Сибири и Дальнего Востока, что вызывает большие транспортные затраты.

Ввиду этого освоение новых местных ресурсов, в частности кварцевых песков, представляет особую важную экономическую задачу для их развития. В тоже время качество большинства месторождений не соответствует современным требованиям предъявляемых к кварцевым пескам и требует проведения операций их обогащения.

Выполненные в ЦНИИГеолнеруд исследования кварцевых песков Петропавлов-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ского месторождения Томской области были направлены на использование комплексной схемы обогащения для получения концентратов, пригодных для варки стекол, используемых в промышленном и гражданском строительстве.

Исследуемые кварцевые пески (таблица 1) характеризуются насыпной плотностью 1494 кг/м³ (проба 1) и 1516 кг/м³ (проба 2), истинной плотностью 2,63 г/см³, пустотностью 43 % (проба 1) и 42% (проба 2).

Гранулометрический состав исходных песков (таблица 2) показал, что по проходу через сито с сеткой 0,1 мм проба 1 (3,8 %) и проба 2 (4,9 %) соответствуют ГОСТу 22551-77.

По остатку на сите с сеткой 0,8 мм проба 1 (5,32 %) и проба 2 (6,86 %) не соответствуют нормам ГОСТа 22551-77 и напрямую не могут быть использованы в стекловарении. Содержание массовой доли глинистой составляющей составило для пробы 1 – 11,5 %, для пробы 2 – 11,6 %.

Таблица 1 - Результаты физико-механических испытаний проб

№ пробы	Насып. плотность, кг/м ³	Истинная плотность, г/см ³	+5 мм	Остатки % масс. на ситах, мм с учетом глинистой составляющей						Содержание глинистых частиц, %	Модуль крупности	Пустотность, %
				+2,5	+1,25	+0,63	+0,315	+0,16	-0,16			
1	1494	2,63	0,2	0,3	0,8	5,8	35,6	40,3	17,2	11,5	1,3	43
2	1516	2,63	0	0,1	1,1	11,0	48,3	25,0	14,5	11,6	1,6	42

Таблица 2 - Гранулометрический состав исходных проб

№ пробы	Выход (%) по классам крупности											
	+2,5	+1,6	+1,0	+0,8	+0,63	+0,4	+0,315	+0,2	+0,16	+0,09	+0,063	-0,063
1	0,40	0,78	2,48	1,75	4,89	29,18	17,32	28,56	4,13	7,30	1,46	2,15
2	0,09	0,42	3,41	2,76	6,27	32,08	19,69	20,5	4,57	5,37	1,83	3,10

Таблица 3 - Минералого-петрографический анализ проб

№ пробы	Фракция, мм	Выход фракции, %	Осадоч. %		Минералы, %						
			кремни	кварцит	кварц	ПШ	слюда	марказит	акцессор.	уголь	
1	2,5	0,3	0,02	0,02	0,26						
	1,25	0,8	0,01	0,01	0,77	0,01					
	0,63	5,8	0,02		5,72	0,06					
	0,315	35,6	ед.		34,96	0,64	ед.				
	0,14	40,3			37,04	2,98	ед.		0,28		
	Σ	82,8	0,05	0,03	78,75	3,69	ед.		0,28		
<i>В пересчете на 100 %</i>			<i>0,06</i>	<i>0,04</i>	<i>95,11</i>	<i>4,45</i>	<i>ед.</i>		<i>0,34</i>		
2	2,5	0,1		0,02	0,07						0,01
	1,25	1,1	0,01	0,02	1,05	0,01		0,01			
	0,63	11	0,04		10,77	0,19					
	0,315	48,3	ед.		46,66	1,5	ед.	0,14	ед.		
	0,14	25	0,1		24,24	0,48	ед.		0,18		
	Σ	85,5	0,15	0,04	82,79	2,18	ед.	0,15	0,18	0,01	
<i>В пересчете на 100 %</i>			<i>0,17</i>	<i>0,05</i>	<i>96,83</i>	<i>2,55</i>	<i>ед.</i>	<i>0,18</i>	<i>0,21</i>	<i>0,01</i>	

акцессорные минералы – гранат, турмалин, ильменит, ставролит, пироксен, алланит

По данным минералого-петрографического анализа (таблица 3) в пробе 1 наблюдаются: кварц (95,11 %), полевые шпаты (4,45 %), слюда (единичные зерна) и акцессорные минералы (0,34 %). Для 1,5 % кварцевых зерен характерна прерывистая пленка гидрооксидов железа, приуроченная к углублениям в поверхности зерен. Помимо этого обнаружены: кремни (0,05 %), кварцит (0,03%) и сланцы (ед. зерна) породы.

В песке пробы 2 имеются следующие минералы: кварц (96,83 %), полевые шпаты (2,55 %), слюда (ед. зерна), марказит (0,18 %), уголь (0,01 %) и акцессорные (0,21 %). В единичных количествах на поверхности кварцевых зерен присутствует пленка гидрооксидов железа. Так же обнаружены кремни (0,17 %), кварцит (0,05%).

Для обеих проб характерно большое разнообразие кварцевых зерен - от водяно-прозрачного кварца до молочных и темных «роговиковых» кварцев. Так же можно отметить низкую окатанность кварцевых зерен. Часто кварцевые зерна содержат внутри рудные включения, что приводит к усложнению процесса их очистки.

Согласно результатам сокращенного химического анализа в исследуемых кварцевых песках присутствует завышенное содержание таких красящих оксидов как Fe_2O_3 и Al_2O_3 и не достаточное содержание SiO_2 для присвоения им какой либо марки.

Анализ минерального состава и физико-механических свойств исследуемых песков показал, что основными примесями являются: глинистые, тонкодисперсные и алевритистые частицы; зерна рудных и нерудных минералов; пленка гидрооксидов железа, покрывающая поверхность кварцевых зерен.

С целью определения возможного предела обогатимости кварцевых песков Петропавловского месторождения было проведено исследование обогатимости, которое предусматривало последовательное выделение различных групп железосодержащих примесей и определение содержания оксидов железа, связанных с каждой группой примесей (таблица 4).

Таблица 4 - Количество оксидов железа, связанных с различными примесями в кварцевых песках

Проба	Содержание Fe_2O_3 , %					
	всего в кварцевом песке	в глинистых примесях	в тяжелых минералах	в пленках гидрооксидов железа	в железосодержащих включениях	в кварцевом песке после удаления указанных примесей
1	0,400	0,120	0,150	0,030	0,060	0,040
2	0,410	0,200	0,090	0,020	0,040	0,060

Практический предел обогатимости, указывающий возможное снижение оксидов железа в кварцевых песках после заключительной стадии их обогащения определялся в результате удаления из кварцевых зерен растворимых в «царской водке» включений при измельчении зерен кварца до крупности порядка 0,05 мм, так как обогащение более тонкого кварцевого песка представляет значительные трудности.

Практический предел обогатимости, указывающий возможное снижение оксидов железа в кварцевых песках после заключительной стадии их обогащения определялся в результате удаления из кварцевых зерен растворимых в «царской водке» включений при измельчении зерен кварца до крупности порядка 0,05 мм, так как обогащение более тонкого кварцевого песка представляет значительные трудности.

В виду того, что содержание оксидов железа в осадке после удаления кислотной

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

вытяжки остается неизменным при любой степени измельчения материала, считается, что оксиды железа связаны с кварцем и представляют собой твердые растворы или изоморфные соединения.

Установлено, что наибольшее количество оксидов железа в обеих пробах вызвано присутствием в них глинистой составляющей и тяжелых минералов, на которые приходится 67,5 – 70,7 % от общего содержания оксидов железа. Наличие оксидов железа в песках, обремененных пленками гидрооксидов железа, минимально. Это объясняется, как уже было сказано ранее, содержанием в данных пробах редких кварцевых зерен покрытых прерывистыми пленками гидрооксидов железа. Так же стоит отметить присутствие довольно большого содержания оксидов железа (до 15 %) во включениях внутри кварцевых зерен, что может привести к усложнению процесса их очистки.

Можно сделать вывод, что для улучшения состава песков обогащение должно состоять из нескольких стадий:

- удаления глинистых частиц, комочков и примазок с поверхности зерен кварца путем промывки и последующей за ней классификацией с целью удаления тяжелых минералов с крупностью менее 0,1 мм;
- отделение железосодержащих минералов посредством электромагнитной сепарации;
- оттирки и удаления пленки гидрооксидов железа с поверхностных зерен кварца. Результаты обогащения песка данными методами, представлены в таблице 5.

Граница классификации стекольных песков определялась классом крупности -0,8 +0,1 мм.

Магнитная сепарация проводилась на приборе СЭМ-1.

Удаление железо- и титансодержащих минералов из исследуемых проб кварцевого песка проводилось в магнитном поле напряженностью ~1500 мТ.

Выход магнитной и немагнитной фракций при сепарации песка для пробы 1 соответственно составляет 2,23 % и 97,77 %, для пробы 2 соответственно 1,93 % и 98,07%.

Таблица 5 - Влияние обогащения на марку кварцевого песка

Проба	Содержание порообразующих компонентов, %				Марка песка
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	
Песок исходный					
1	91,87	0,20	4,14	0,40	-
2	91,61	0,19	4,13	0,41	-
Песок отмытый, классифицированный					
1	95,81	0,09	2,48	0,14	ПС-250
2	95,19	0,08	2,33	0,21	ПС-250
Песок отмытый, классифицированный, оттертый					
1	95,55	0,10	2,41	0,14	ПС-250
2	94,63	0,10	2,49	0,19	ПС-250
Песок отмытый, классифицированный, оттертый, обогащенный магнитной сепарацией					
1	96,14	0,03	2,18	0,08	С-070-2
2	96,02	0,03	2,13	0,07	С-070-2

Сепарация проводилась по отдельным узким классам, которые выделялись из продуктивной фракции (-0,8 +0,1 мм): + 0,63; + 0,4; + 0,315; + 0,2; + 0,16; + 0,1 мм. Сепарация дополнялась одной перечисткой немагнитной фракции.

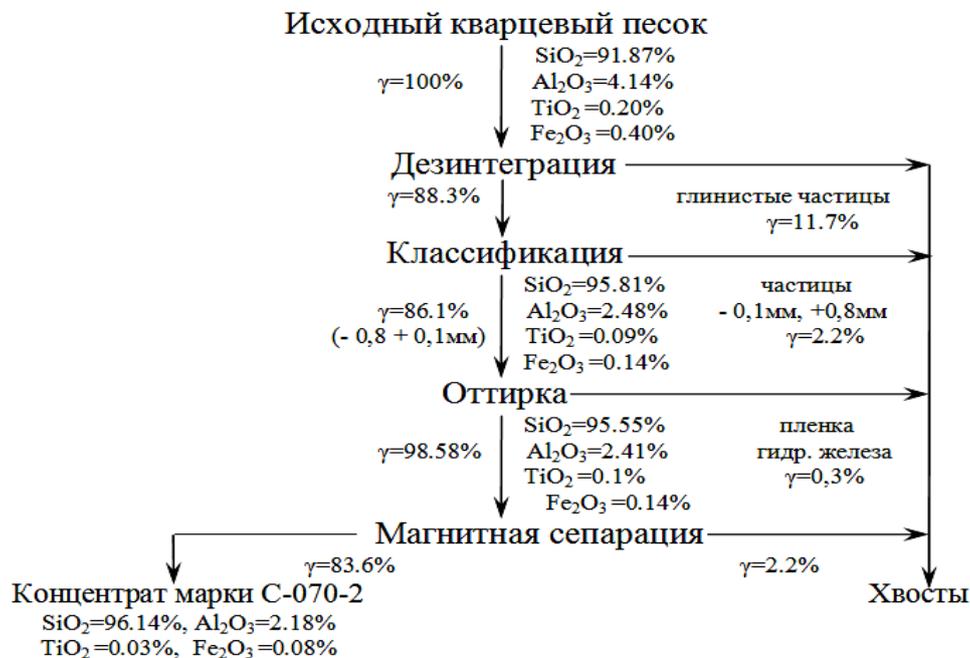


Рисунок Схема обогащения кварцевого песка на примере пробы 1

В магнитную фракцию из обеих проб выделялся практически один и тот же набор минералов. К нему в первую очередь относятся: сланцы, ожелезненный полевой шпат, слюда, гранат, эпидот, турмалин, зерна кварца с рудными включениями, ильменит, пироксен, алланит.

В легкой (немагнитной фракции) загрязняющей примесью остается полевой шпат (до 4 %), удаление которого позволит увеличить в концентратах обеих проб содержание оксидов кремния, а также снизить содержание оксидов алюминия и железа, что должно поднять марки концентратов.

Анализ полученных концентратов показывает, что эффективными оказались все применяемые методы обогащения, что позволяет снизить содержание в песке красящих стекло химических элементов. Однако наиболее удачной оказалась комбинированная схема обогащения, включающая все перечисленные выше методы (рисунок).

Из кварцевых песков данных проб с применением комплексной схемы обогащения удалось получить концентрат марки С-070-2, пригодный для производства стеклопрофилита, стеклоблоков, проката, белой консервной тары и бутылок, стекловолокна строительного и другого назначения.

Хвосты обогащения могут быть источником ряда ценных минералов имеющих промышленное значение. В частности, гранат рекомендуется использовать в качестве абразивного материала (изготовление гранатовой бумаги или полотна для полировки твердых пород дерева и других изделий); ильменит - для получения титана; алланит - для получения церия, иттрия и тория.

ПОВЫШЕНИЕ КОМПЛЕКСНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ХИБИНСКОГО АПАТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ПРИ ЕГО СЕРНОКИСЛОТНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ*

Э.П. Локшин

e-mail lokshin@chemy.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской Академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН

На предприятиях России 80% хибинского апатитового концентрата (АК) перерабатывается по сернокислотной технологии, при этом используются только фосфор и фтор АК.

Значимым компонентом может быть стронций, однако его сбыт сильно ограничен.

Повышенное содержание примесей фосфора и фтора затрудняет использование получающегося фосфогипса в производстве строительных материалов и цемента, где он может быть использован практически полностью. Кроме того, АК является перспективным источником редкоземельных элементов (РЗЭ), особенно иттрия и РЗЭ иттриевой группы, которых практически нет в лопаритовом концентрате.

При сернокислотной переработке АК РЗЭ концентрируются в фосфогипсе полугидратного (фосфополугидрат – ФПГ) и дигидратного (фосфодигидрат – ФДГ) процессов, экстракционной фосфорной кислоте дигидратного процесса (ЭФК).

В докладе обобщены результаты исследований по разработке экономически целесообразных методов переработки техногенных отходов (ФПГ и ФДГ) с получением очищенного от фосфора и фтора гипса и концентратов РЗЭ, а также методов извлечения РЗЭ из ЭФК.

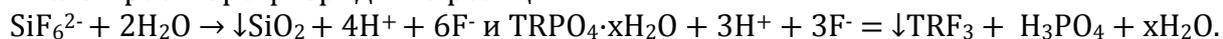
1. Переработка фосфополугидрата.

Для переработки ФПГ разработаны методы, предусматривающие: сернокислотное выщелачивание РЗЭ и фосфора, выделение сульфатных концентратов РЗЭ из растворов выщелачивания, регенерацию сульфатных растворов выщелачивания.

В ФПГ основная часть РЗЭ присутствует в виде ассоциированных с целестином микрокристаллов гидратированных фосфатов.

На заводах России полугидратный процесс проводится при несколько отличающейся температуре фосфорно-сернокислотного разложения АК и в ФПГ попадают фосфаты с различной степенью гидратации.

При высокой степени гидратации (ОАО «Воскресенские минеральные удобрения») они легко растворяются в растворах, содержащих 1-30 мас.% H₂SO₄. Фосфаты с низкой степенью гидратации получают на ОАО «Аммофос» и трудно растворяются в сернокислых растворах. После длительной выдержки влажного ФПГ производства ОАО «Аммофос» РЗЭ начинают хорошо выщелачиваться, что объяснено переходом низко гидратированных фосфатов РЗЭ в достаточно растворимые в сернокислом растворе фториды по реакциям:



* Работа выполнена при финансовой поддержке программы Президиума РАН «Научные основы эффективного природопользования, развития минерально-сырьевой базы, освоения новых источников природного и техногенного сырья».

В зависимости от концентрации H_2SO_4 в растворах выщелачивания предложены следующие методы выделения РЗЭ: кристаллизация сульфатных концентратов РЗЭ повышением концентрации серной кислоты в растворах; спонтанная кристаллизация концентратов РЗЭ.

Наиболее эффективен последний метод, при котором РЗЭ, выщелоченные в течение 25-30 мин раствором с $C_{H_2SO_4} = 24-30$ мас.%, кристаллизуются самопроизвольно. Концентрат РЗЭ в основном состоит из $NaTr(SO_4) \cdot H_2O$ и $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ и содержит (мас.%): 24 - 31.4 ΣTR_2O_3 , до 16% CaO, $\geq 54.4 SO_4^{2-}$, 0.08-0.14 Al_2O_3 , 0.19-0.3 P_2O_5 , 0.03-0.37 Fe_2O_3 , 0.47 SiO_2 . Концентрат РЗЭ не радиоактивен. Разработан метод десульфатации концентрата РЗЭ обработкой щелочными растворами.

Регенерацию растворов выщелачивания предложено проводить осаждением накапливающегося в растворе фосфора в виде $TiOHPO_4 \cdot H_2O$.

В лабораторных условиях проверены технологические схемы, обеспечивающие сохранение балансов серной кислоты и воды в производстве ЭФК полугидратным методом или при переработке накопленного в отвалах ФПГ.

Основные показатели:

- выщелоченный гипсовый продукт по содержанию примесей фосфора и фтора пригоден для производства гипсовых строительных материалов и цемента;
- извлечение в нерадиоактивный концентрат РЗЭ до 59.7 % от их содержания в ФПГ ($\geq 45\%$ от содержания в АК);
- содержание ΣTR_2O_3 в гидроксидном концентрате $\approx 45\%$ при основной примеси – CaO;
- стоимость реагентов, используемых для получения 1 кг оксидов РЗЭ в виде гидроксидного концентрата, ≤ 0.22 \$ США.

2. Переработка фосфодигидрата.

В ФДГ значительная часть фосфора изоморфно замещает сульфат-ион в виде аниона HPO_4^{2-} и не удаляется при промывке водой. Хотя концентрация РЗЭ меньше, чем в ФПГ, но достаточно велика, чтобы рассматривать ФДГ как перспективный источник получения редкоземельной продукции.

В ФДГ $\geq 70\%$ РЗЭ изоморфно сокристаллизовано с гипсом. Особенности кристаллической структуры гипса - наличие двух слоёв сульфатных групп, отделённых друг от друга слоями молекул воды - обеспечивают значительно более высокие коэффициенты диффузии протона и сульфат-иона из раствора внутрь кристалла гипса, а катионов РЗЭ и щелочных элементов, фосфат-анионов из гипса в раствор, чем обычно наблюдаемые в ионных кристаллах.

Исследовано выщелачивание РЗЭ и фосфора растворами с $C_{H_2SO_4} = 0.5-4$ мас.%. Повышение концентрации серной кислоты в растворе способствовало повышению извлечения РЗЭ и фосфора (соответственно, в пределах от 49.3 до 64.8% и от 51.2 до 76.3%) и ускорению выщелачивания. Содержание выщелачиваемых компонентов постепенно снижалось и при использовании растворов с $C_{H_2SO_4} = 4-4.5$ мас.% составляло от >100 до $15-20$ $mg \cdot l^{-1}$ оксидов РЗЭ, от ≥ 800 до ≈ 10 $mg \cdot l^{-1}$ P_2O_5 , от ≥ 30 до 2 $mg \cdot l^{-1}$ Na_2O и от $10-35$ до $2.5-5$ $mg \cdot l^{-1}$ K_2O .

При использовании растворов с $C_{H_2SO_4} = 1-4$ мас.% получен гипс, пригодный по содержанию фосфора и фтора для строительной и цементной промышленности.

Найдено, что лантан по сравнению с другими РЗЭ более легко изоморфно сокристаллизуется с гипсом и более трудно выщелачивается, хотя ионный радиус лантана (0.1061 нм) больше, чем других РЗЭ цериевой группы (например, 0.104 нм для Ce^{3+} , 0.1013 нм для Pr, 0.0995 нм для Nd), отличается от ионного радиуса кальция (0.099 нм для Ca). Кроме того, в отличие от выщелачивания ФПГ, из-за большого времени выщелачивания (до 3500 ч) из ФДГ выщелачивался торий.

Из раствора выщелачивания с $C_{\text{H}_2\text{SO}_4} = 4-4.5$ мас.% РЗЭ количественно сорбируются катионитом КУ-2-8 с при значительном отделении всех примесей. Содержание $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$ в сумме сорбированных оксидов составляет 40.6 мас.% при содержании ThO_2 относительно $\Sigma\text{Tr}_2\text{O}_3$ 0.02 мас.%. При полной десорбции РЗЭ и тория эффективная удельная радиоактивность такого продукта составит около $1.0 \text{ кБк}\cdot\text{кг}^{-1}$ и он будет относиться к II классу опасности¹.

Основные результаты подтверждены при укрупнённых испытаниях.

Технология перспективна для организации геотехнологической комплексной переработки ФДГ как текущего производства, так и накопленного в отвалах.

3. Извлечение РЗЭ из ЭФК.

В ЭФК сумма РЗЭ обогащена по сравнению с суммой РЗЭ апатитового и лопаритового концентратов иттрием и лантаноидами средней и иттриевой групп.

В сернокислотной технологии АК ЭФК делится на 2 потока: производственную ЭФК и оборотную ЭФК. Их отношение примерно равно 3:7.

Из оборотной ЭФК РЗЭ осаждаются в виде двойных сульфатов с натрием. Хотя не все РЗЭ образуют в ЭФК двойные сульфаты с натрием и калием, из-за близости кристаллических структур простых и двойных сульфатов заметная часть не образующих двойные сульфаты РЗЭ, сокристаллизуясь, попадает в концентраты РЗЭ.

Разработаны методы, позволяющие получать либо с извлечением $\Sigma\text{TR}_2\text{O}_3$ 91% бедные концентраты (примерный состав непромытого продукта (мас.%): $\approx 5 \Sigma\text{TR}_2\text{O}_3$, 11.9 SO_4^{2-} , 8.6 P_2O_5 , 22.0 Na_2O , 0.83 CaO ; основные компоненты Na_2SiF_6 , $\text{NaTr}(\text{SO}_4)$ и $\text{CaSO}_4\cdot 2\text{H}_2\text{O}$), либо с извлечением $\Sigma\text{TR}_2\text{O}_3$ 81.6-86.7% обогащённые до 10.5-19 мас.% $\Sigma\text{TR}_2\text{O}_3$ концентраты на основе $\text{NaTr}(\text{SO}_4)$ и $\text{CaSO}_4\cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Иттрий, эрбий и иттербий извлекаются менее полно, чем другие РЗЭ.

По величине эффективной удельной радиоактивности $A_{\text{эфф}}$ концентраты относятся к I классу материалов, обращение с которыми в производственных условиях осуществляется без ограничений. Хотя ЭФК содержит заметные концентрации фтора, самопроизвольное осаждение фторидов РЗЭ не наблюдается. Однако разработаны условия получения концентратов осаждением РЗЭ из ЭФК в виде фторидов.

Осаждение проводится введением в ЭФК NH_4F в количестве, обеспечивающем связывание во фторидные или фтор-фосфатные комплексы ряда примесей, после чего избыток фтор-иона приводит к образованию мало растворимых в фосфорной кислоте фторидов РЗЭ.

В оптимальных условиях все РЗЭ осаждаются практически в равной степени на $\geq 90\%$. Полученные осадки содержат не менее 5 мас.% суммы РЗЭ и значительно лучше фильтруются, чем содержащие РЗЭ осадки, выпадающие при нейтрализации ЭФК ам-

¹ Санитарные правила СП-2.6.1.798-99. М.: Центр санитарно-эпидемиологического нормирования, гигиенической сертификации и экспертизы Минздрава России, 2000. 120 с.

миаком. В осадки попадает ряд примесей, степень осаждения которых зависит от расхода и вида введённого в ЭФК фторсодержащего соединения.

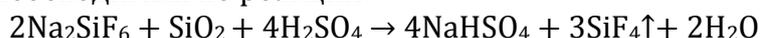
Состав осадков зависит от состава и расхода используемого фторсодержащего соединения. ^{232}Th количественно переходит в содержащие РЗЭ осадки, которые по радиоактивности относятся к II классу материалов с повышенным содержанием природных радионуклидов.

Сложность проходящих в растворе ЭФК взаимодействий затрудняют оценку вида химических соединений, образуемых примесями в осадках.

Расчёты показали, что фтора в осадках не достаточно для того, чтобы все компоненты осадков были в виде фторидов.

Вероятно, что многие примеси попадают в осадки в виде фторфосфатов.

Разработан метод удаления фтора и фосфора из концентратов, получаемых из ЭФК, с переводом их в сульфатные продукты путём термообработки в течение 4 ч при 105°C смеси концентрата РЗЭ с концентрированной H_2SO_4 и гидратированным кремнезёмом, взятых, соответственно, в количестве 200 и 115% от стехиометрически необходимых по реакции:



и выщелачивают остаток водой. Фтор отгонялся количественно, в раствор переходило более 99% фосфора.

Потери РЗЭ с раствором выщелачивания составили около 4%, хотя сумма РЗЭ промывных вод несколько обогащена иттрием и лантаноидами иттриевой группы. Десульфатация полученного после обесфторивания сульфатного концентрата РЗЭ осуществима известным методом.

Отогнанный SiF_4 в пределах точности анализа не содержал примесь гексафтордисулфата Si_2OF_6 . Это упрощает глубокую очистку SiF_4 для получения поликристаллического кремния полупроводниковой чистоты.

4. Обобщение основных результатов.

Таким образом, с целью повышения комплексности использования хибинского апатитового концентрата при его сернокислотной переработке:

4.1. Разработаны методы переработки ФПГ с получением очищенного от примесей фосфора и фтора фосфогипса и концентрата РЗЭ.

4.2. Разработан метод переработки ФДГ с получением очищенного от примесей фосфора и фтора фосфогипса и раствора, РЗЭ из которого извлекаются сорбцией.

4.3 Разработаны методы получения концентратов РЗЭ из ЭФК.

4.4. Все разработанные методы совместимы с действующим производством, исключают попадание в целевые продукты вредных загрязнений и образование новых трудно утилизируемых отходов.

4.5. Сопоставление соотношения индивидуальных РЗЭ в лопаритовом концентрате и концентратах, полученных из ФПГ и ЭФК (таблица 1), показывает, что особо ценным, несмотря на относительно более высокую радиоактивность, является фторидный концентрат из ЭФК, в который эффективно извлекаются иттрий и РЗЭ иттриевой группы.

В таблице 2 приведена оценка перспектив производства РЗЭ продукции при сернокислотной переработке АК, показывающая, что РЗЭ из АК позволят не только решить проблемы внутреннего потребления, и обеспечат возможность их экспорта.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 1 – Содержание индивидуальных РЗЭ в их сумме в различных концентратах

Концентрат	Содержание Tr ₂ O ₃ , отн. %						
	Y ₂ O ₃	La ₂ O ₃	Ce ₂ O ₃	Pr ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	Sm ₂ O ₃	Eu ₂ O ₃
Лопаритовый	0.05	25.86	53.42	5.54	14.16	0.70	0.06
Из ФПГ	2.32	15.50	56.17	8.26	13.20	2.39	0.49
Сульфатный из ЭФК	1.54	16.76	38.46	7.08	25.90	4.15	1.08
Фторидный из ЭФК	10.96	20.32	35.26	4.47	17.38	3.05	0.96
Концентрат	Содержание Tr ₂ O ₃ , отн. %						
	Gd ₂ O ₃	Tb ₂ O ₃	Dy ₂ O ₃	Ho ₂ O ₃	Er ₂ O ₃	Yb ₂ O ₃	
Лопаритовый	0.16	0.01	0.04	-	-	-	
Из ФПГ	1.10	0.20	0.21	0.03	0.11	0.01	
Сульфатный из ЭФК	3.74	0.24	0.77	0.09	0.14	0.05	
Фторидный из ЭФК	3.59	0.41	1.93	0.30	0.81	0.51	

Таблица 2 - Перспективы производства РЗЭ при сернокислотной переработке АК

Концентрат	Кол-во оксидов РЗЭ, т	C _{ΣTR₂O₃} , мас. %	A _{эфф} , Бк·кг ⁻¹
Из ФПГ	7950	24-31.4	<370
Из ФДГ	7000	-	5500
Сульфатный из ЭФК	5700-6000	3.9-19.5	330
Фторидный из ЭФК*	2200	Не менее 5	800

* - Не менее 4500 т, если получать из продукционной и оборотной ЭФК.

РЗЭ продукты из АК либо не радиоактивны, либо их A_{эфф} много меньше радиоактивности РЗЭ из лопаритового концентрата (≈ 21000 Бк·кг⁻¹).

ОБОГАЩЕНИЕ КАОЛИНОВ ЮЖНО-УШКОТИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ОРЕНБУРГСКОЙ ОБЛАСТИ

В.П. Лузин

e-mail: root@geolnerud.net, Россия, г. Казань

Федеральное государственное унитарное предприятие «Научно-исследовательский институт геологии нерудных полезных ископаемых» (ФГУП «ЦНИИгеолнеруд»)

Технологические испытания первичных (элювиальных) каолинов были проведены ФГУП «ЦНИИгеолнеруд» на пробах, предоставленных ФГУП «Оренбурггеоресурс» в процессе изучения Южно-Ушкотинского месторождения.

Технологическая минералогия каолинов

В естественном состоянии исследуемый материал проб первичных каолинов представлял серовато-белое рыхлое сыпучее гравий-песчано-алеврит-глинистое образование с небольшим количеством слабосцементированных комковатых включений, рассыпающихся при слабом механическом воздействии (растирании, раздавливании). Содержание материала фракций крупности составляло: -10+2.5 мм от

2.43 до 21.57 % (в среднем 13.29 %), $-2.5+0.05$ мм от 40.22 до 50.78 % (в среднем 45.34 %), $-0.05+0.005$ мм от 22.06 до 49.93 % (в среднем 41.37 %), $-0.005+0.0$ мм от 0.0 до 5.59 % (в среднем 2.59 %).

Основными минералами первичных каолинов являются каолинит, кварц, микроклин, мусковит, содержание и формы нахождения которых являются весьма приемлемыми для их принудительной концентрации в отдельные самостоятельные продукты (концентраты) с целью дальнейшего их конкретного применения. Среди примесных минералов имеют место гематит, магнетит, кальцит, галлуазит, опал, ильменорутит и др. *Каолинит* присутствует в виде мономинеральных тонких чешуек, размеры которых не превышают 0,063 мм. Среднее содержание каолинита в исходном каолине 37,1 %. *Кварц* характеризуется раскрытыми мономинеральными зернами, которые иногда образуют сростки с микроклином и слюдой. *Микроклин* находится в виде свободных зерен или образует сростки с кварцем, ильменорутилом или слюдой. *Мусковит* встречается в виде раскрытых мономинеральных пластинчатых, чешуйчатых и пешкообразных частиц, пластинчатых агрегатов совместно с каолинитом, реже в сростках с кварцем или микроклином.

Содержанием Al_2O_3 в каолинах составляет в целом 14,75%. Наиболее высокое содержание K_2O отмечено в пробе №23/5 – 7,5 %, наименьшее в пробе №24/2 – 0,68%.

Изучение фракций крупности каолинов по минеральному составу показало, что распределение в них минералов не является равномерным (постоянным). Например, полное отсутствие слюды и каолинита установлено во фракции крупности $-10+0,63$ мм материала проб № 14/1 и № 26/2, во фракции $-10+0,4$ мм материала пробы № 23/5 и во фракции крупности $-10+1,0$ мм материала пробы № 24/2. Эти фракции представлены практически мономинеральным кварцем (пробы №№ 14/1, 24/2, 26/2) или кварцем и микроклином (проба № 23/5). Наличие других минералов здесь не превышает 1-3 %. Основное содержание слюды приурочено к фракциям крупности $-0,63+0,05$ мм на примерах проб №№ 14/1 и 26/2, $-0,4+0,05$ мм на примере пробы № 23/5 и $-1+0,05$ мм на примере пробы № 24/2. Основная масса каолинита сосредоточена во фракции $-0,063+0,0$ мм.

Обогащение каолинов

Первичные каолины не отвечает требованиям нормативных документов на обогащенные каолиновые продукты и поэтому требуют обогащения. Принимая во внимание вещественный состав, физические свойства и известные требования промышленности к качеству обогащенных каолиновых продуктов были разработаны и апробированы три способа обогащения первичных каолинов, в их числе: способ промывки на грохотах, гравитационный способ и флотация.

Обогащение промывкой на грохотах

Предназначалось для наиболее полного извлечения в концентрат основного полезного ископаемого-каолинита, представленного всеми имеющимися природными размерами частиц $-0,063+0,0$ мм и оценки возможности использования обогащенного каолина (каолинитового концентрата) такого фракционного состава. По результатам испытаний выход нефракционированного каолинитового концентрата $-0,063+0,0$ мм в среднем составил 43,59 % с содержанием Al_2O_3 33,82 %, K_2O – 1,73 %. Содержание каолинита в концентрате равно 85 %, то есть увеличилось в 2,3 раза по сравнению с исходным каолином. В зависимости от перерабатываемых сортов пер-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

вичного каолина белизна (коэффициент отражения) обогащенного каолина варьировала от 62,9 до 86,6 %. Судя по техническим характеристикам, каолиновые концентраты можно использовать в различных направлениях, ибо по качеству и комплексу свойств они соответствуют требованиям действующих нормативных документов, например, требованиям ГОСТ 19285-73 “Каолин обогащенный для производства бумаги и картона”, а также являются пригодными для производства керамических изделий.

В случае извлечения каолинита более мелких фракций будут происходить его потери. Например, при извлечении в концентрат каолинита фракции $-0,050+0,0$ мм потери составят 5,1 %, фракции $-0,04+0,0$ мм – 12,7 %.

Твердые отходы при этом способе обогащения являются полиминеральными и составляют 56,41 %. Представлены они в основном кварцем, микроклином и мусковитом. При переделе отходов такого минерального состава способом промыва на грохотах получен концентрат кварца (песка) $-10,0+0,063$ мм, выход которого составляет 34,64 %. По физическим и химическим показателям он отвечает требованиям ГОСТ 7031-75 “Песок кварцевый для тонкой керамики”, ГОСТ 22551-77 “Песок кварцевый, молотые песчаник, кварцит и жильный кварц для стекольной промышленности”, ГОСТ 4417-75 “Песок кварцевый для сварочных материалов”, ГОСТ 2138-91 “Пески формовочные”, ГОСТ 8736-85 “Песок для строительных работ”, ГОСТ 17539-72 “Заполнители для бетона железобетонных и бетонных труб”. Возможны и другие направления использования обогащенного кварцевого продукта.

Получаемые в процессе обогащения кварц-мусковитовые, кварц-микроклиновые и кварц-микроклин-мусковитовые продукты нуждаются в дообогащении.

Гравитационное обогащение

Применялось для выяснения возможности получения из каолинов не только нефракционированного каолинового концентрата (обогащенного каолина) фракции $-0,063+0,0$ мм, но и каолиновых концентратов по природным узким фракциям крупности: $-0,05+0,0$ мм, $-0,04+0,0$ мм, $-0,03+0,0$ мм, $-0,02+0,0$ мм и $-0,005+0,0$ мм.

При проведении опытных работ гравитационному обогащению был подвергнут предварительно полученный промывкой на грохотах каолиновый продукт фракции $-0,063+0,0$ мм. Технология обогащения заключалась в отделении гравитацией каолина заданной крупности в слое воды. При этом в основу было положено различие в скорости осаждения частиц различной крупности за определенный промежуток времени. По мере уменьшения фракционного состава было установлено сокращение выхода каолиновых концентратов.

Так, по отношению к общей исходной массе проб первичного каолина выход концентратов по узким фракциям крупности в среднем составил: $-0,050+0,0$ мм – 41,37 %; $-0,040+0,0$ мм – 37,49 %; $-0,030+0,0$ мм – 33,19 %; $-0,020+0,0$ мм – 26,85 %; $-0,01+0,0$ мм – 11,42 %; $-0,005+0,0$ мм – 2,59 %. Одновременно при уменьшении размеров фракций крупности гравитационных концентратов происходит повышение их качества. Например, по сравнению с исходным каолином фракции $-0,063+0,0$ мм в полученном каолиновом концентрате фракции $-0,030+0,0$ мм содержание Al_2O_3 повысилось с 33,82 до 38,34 %, содержание K_2O сократилось с 1,43 до 0,99 %, а содержание каолинита увеличилось с 85 до 97,1 %. Каолиновый концентрат фрак-

ции $-0,030+0,0$ мм отвечает требованиям: ГОСТ 19607-74 “Каолин обогащенный для химической промышленности” на нормы для марок КАС, КАХ-1 и КАХ-2; ГОСТ 21287-75 «Каолин обогащенный для шамотных изделий» на нормы для марок Ш-1 и Ш-2; ГОСТ 19285-73 и другим.

Следовательно, гравитационное обогащение способствует получению высококачественных каолиновых концентратов из первичных каолинов.

Флотационное обогащение

Производилось с целью изучения перспектив повышения качества каолиновых концентратов, которые получают при обогащении каолинов способом промывки на грохотах.

Флотации (флотационной перечистке) был подвергнут полученный способом промывки на грохотах каолин фракции $-0,063+0,0$ мм.

Работы по обогащению проводили с применением серийного оборудования. Извлечение каолинита в концентрат осуществлялось на флотационной машине ФМ-1М с использованием отечественных флотореагентов. Анализ и обобщение результатов флотации показывает на различный выход и качество флотационных концентратов в зависимости от используемой среды флотации (нейтральной, кислой и щелочной).

При флотации каолиновый концентрат фракции $-0,063+0,0$ мм разделялся на два продукта – пенный и камерный. В нейтральной среде выход пенного продукта составил 54,95 % с содержанием Al_2O_3 35,97 % и K_2O 1,12 %, выход камерного продукта составил 45,05 % с содержанием Al_2O_3 31,21 % и K_2O 2,56 %. В кислой среде выход пенного продукта уменьшился до 44,64 % с содержанием Al_2O_3 35,46 % и K_2O 1,11 %, выход камерного повысился до 55,36 % с содержанием Al_2O_3 32,50 % и K_2O 2,25 %. В щелочной среде выход пенного продукта сократился до 19,96 % с содержанием Al_2O_3 36,05 % и K_2O 1,50 %, а камерного увеличился до 80,04 % с содержанием Al_2O_3 33,26 % и K_2O 1,72 %. Содержание каолинита в пенных продуктах находилось в пределах 89,77-91,26 %, а в камерных – 79,0-84,2 %. Другими минералами в выделенных продуктах являются кварц и слюда.

Флотационные каолиновые концентраты (пенные продукты) являются пригодными для химической промышленности, ибо удовлетворяют требованиям ГОСТ 19607-74, для шамотных изделий в соответствии с ГОСТ 21287-75, для производства керамических изделий согласно ГОСТ 21286-82, для косметической промышленности согласно ГОСТ 21285-75. Кроме того, как пенные, так и камерные продукты являются пригодными для производства бумаги и картона (каолин для наполнения) по ГОСТ 19285-73, а также для резинотехнических изделий, искусственных кож и тканей по ГОСТ 19608-94.

Флотацию применяли также с целью получения мусковитовых, кварцевых и кварц-микроклиновых концентратов из полиминеральных отходов обогащения первичных каолинов способом промывки на грохотах. Выход флотационного мусковитового концентрата из кварц-мусковитовых и кварц-микроклин-мусковитовых продуктов фракции $-1,0(0,40)+0,063$ мм составил 3,82 % (от начальной массы исходного на обогащение первичного каолина). По технической характеристике мусковитовые концентраты отвечают требованиям ГОСТ 10698-80 “Слюда. Типы, марки и основные параметры”. Выход флотационного кварц-микроклинового концентрата из кварц-микроклин-мусковитовых отходов составил 5,37 %. По технической

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

характеристике он соответствует требованиям ГОСТ 23034-78 «Материалы полевошпатовые и кварц-полевошпатовые. Типы, марки и основные параметры».

Выход флотационного кварцевого концентрата из кварц-мусковитовых отходов составил 12,58 %. По технической характеристике он отвечает требованиям ГОСТ 22551-77, ГОСТ 2138-91 и ОСТ 21-1-80 «Песок для производства силикатных изделий автоклавного твердения».

Таким образом, применение флотации позволяет расширить ассортимент выпускаемой каолиновой продукции и в сочетании с другими способами переработки обеспечить практически безотходную (малоотходную) технологию комплексного обогащения элювиальных каолинов.

Эффективность комплексного обогащения каолинов

В результате проведенных исследований была установлена реальная возможность производства из первичных каолинов не только каолинитовых, но и мусковитовых, кварцевых и кварц-микрклиновых (кварц-полевошпатовых) концентратов, отвечающих требованиям индустрии. С учетом мировых цен на неметаллические полезные ископаемые (БИКИ № 113, 9660, 5 октября 2010 г.) ориентировочно установлена цена (80 USD) всей товарной продукции, которую можно получить обогащением из 1 т первичного каолина, применяя способ промывки на грохотах, гравитационный способ в водной среде и флотацию.

Цена обогащенного каолина (39 USD) практически равна суммарной цене мусковитовых, кварцевых и кварц-микрклиновых продуктов (41 USD). Это подтверждает целесообразность комплексного освоения недр Южно-Ушкотинского месторождения элювиальных каолинов.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ СОРБЦИИ МИКРОКОЛИЧЕСТВ ПАЛЛАДИЯ НА АНИОНИТЕ АМ-2Б

*Н.Н. Незговорова, О.А. Синегрибова, А.Ф. Сметанников**

e-mail: neonella2007@mail.ru, Россия, г. Москва,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Российский химико-технологический университет им. Д.И.Менделеева»

*e-mail: tm_djucha@mi-Perm.ru, Россия, г. Пермь

Учреждение Российской Академии наук «Горный институт Уральского отделения РАН»

В плане комплексного использования минерального сырья с попутным извлечением МПГ большой интерес представляют месторождения железных руд и калийных солей – новые типы сырья благородных металлов XXI века.

Не составляют исключения и руды второго по величине запасов Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей.

В нерастворимом в воде остатке шламов обогатительных фабрик концентрируются благородные металлы - Au, Pt, Pd в количествах, представляющих промышлен-

ный интерес¹.

Шламы обжигают при высоких температурах, затем выщелачивают разбавленными минеральными кислотами с последующим концентрированием палладия на смоле-анионите.

На модельных растворах палладия и на растворах, полученных после выщелачивания обожжённых отходов калийного производства (огарков), исследованы особенности извлечения и концентрирования палладия сорбцией на анионите АМ-2Б.

На модельных растворах палладия методом ограниченного объёма раствора получены зависимости влияния времени контакта фаз на степень извлечения палладия при различных отношениях Т:Ж, которые имеют типичную форму выпуклых кривых с выходом на плато. Чем больше отношение Т:Ж, тем быстрее происходит сорбция: так, при Т:Ж = 1:30 кривая выходит на плато через 20 мин, а при Т:Ж=1:1000 – через 3,5 ч.

Из полученных зависимостей было определено время полупревращения ($\tau_{0,5}$); рассчитаны эффективные коэффициенты диффузии палладия в сорбенте ($\text{м}^2/\text{с}$)².

Порядок величины коэффициентов диффузии (10^{-10} - $10^{-12}\text{м}^2/\text{с}$) свидетельствует о протекании сорбции палладия в диффузионной области.

Исследование влияния скорости перемешивания на переход палладия в фазу сорбента показало, что лимитирующей стадией является внешняя диффузия, что было подтверждено методом «прерывания» сорбции, а также следует из незначительного влияния на сорбцию повышения температуры (в интервале 22-50°C)

Изучены сорбционные характеристики анионита АМ-2Б при извлечении палладия.

Методом переменных концентраций получены изотермы сорбции палладия анионитом АБ-2Б из солянокислого раствора.

Обменная емкость сорбента рассчитывалась, исходя из разности концентраций палладия в исходном растворе до и после проведения сорбции, а также с учетом массы сорбента.

В диапазоне равновесных концентраций 6,1-46,3 мг/л Pd изотерма имеет выпуклый характер (изотерма Ленгмюра). Изотерма выходит на плато при обменной емкости ~ 30 мг/г сухого сорбента.

В реальных растворах, полученных после выщелачивания огарка, концентрация палладия не превышает 3 мг/л, следовательно, сорбция в реальных условиях описывается изотермой Генри.

Выщелачивание Pd из огарков проводили раствором соляной кислоты. Поскольку основными компонентами огарков являются хлориды калия и натрия, но их содержание в растворе может резко уменьшаться при проведении предварительной отмывки, было изучено влияние HCl, KCl и NaCl на сорбцию палладия.

В ходе экспериментов проводили сорбцию палладия из растворов различной кислотности и с разным содержанием хлорид-ионов.

Установлено, что палладий сорбируется ионитом даже при содержании Cl^- в растворе 0,1 моль/л. Известно, что Pd в растворе при высокой концентрации хлорид-иона

¹ Сметанников А.Ф., Синегрибов В.А., Юдина Т.Б., Седых Э.М. Извлечение благородных металлов из глинисто-солевых отходов калийных предприятий Верхнекамья // Хим. технология. 2004. №11. С.26-27.

² Ю.А. Кокотов, В.А. Пасечник. Равновесие и кинетика ионного обмена. М.: -Химия, 1970, 336 с.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

образует комплексное соединение $[\text{PdCl}_4]^{-2}$, а при низкой – $[\text{Pd}(\text{H}_2\text{O})\text{Cl}_3]^{-3}$

Полученные экспериментальные данные свидетельствуют о том, что оба хлоридных комплекса Pd хорошо сорбируются анионитом, время достижения равновесия составляет от 10 до 20 мин.

Повышение кислотности растворов несколько замедляет процесс сорбции, что, по-видимому, связано с изменениями физических свойств ионита в зависимости от кислотности среды.

Обожжённые отходы калийного производства содержат значительное количество железа, которое при солянокислом выщелачивании палладия частично переходит в раствор и наряду с палладием сорбируется ионообменником-анионитом, поскольку так же, как и палладий, присутствует в растворах в виде хлоридных комплексных анионов.

На модельных растворах был изучен процесс сорбции палладия анионитом из солянокислого раствора в присутствии превосходящего количества железа.

Установлено, что наличие железа замедляет сорбцию палладия. Замена соляной кислоты на эквивалентное количество KCl приводит к ускорению процесса сорбции.

При повышении температуры процесса, сорбция палладия в присутствии железа (III) протекает быстрее, чем при комнатной, но конкурирующее влияние железа все же заметно.

Установлено, что сорбция палладия из растворов выщелачивания огарков при комнатной температуре практически не происходит, но при нагревании раствора до 70-80°C протекает за 30 минут на ~90%.

Возможно, палладий в растворе выщелачивания сорбируется на коллоидных формах кремниевой кислоты, которые при нагревании подвергаются поликонденсации с высвобождением палладия.

ПОЛЯРИЗАЦИОННЫЕ И СПЕКТРОСКОПИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГАЛЕНИТОВОГО ЭЛЕКТРОДА В ЩЕЛОЧНЫХ ВОДНЫХ РАСТВОРАХ

Б.Е. Горячев, А.А. Николаев

e-mail: beg@misis.ru, nikolaevopr@mail.ru, Россия, г. Москва,

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

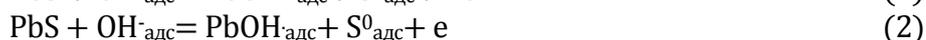
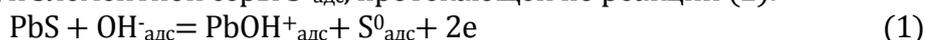
Несмотря на большое количество работ, посвященных электрохимии галенитового электрода в растворах, моделирующих состав жидкой фазы флотационной пульпы различных циклов флотации полиметаллических руд, электрохимия протекания реакций на поверхности галенитового электрода, в основном, исследована на качественном уровне, с обоснованием природы таких реакций по результатам анализа различного вида вольтамперограмм.

В работе проведены исследования по электрохимическому окислению галенитового электрода в водных щелочных растворах, установлена лимитирующая стадия окисления галенита и приведены ее кинетические характеристики. Выполнен ИК-

³ Ливингстон С. Химия рутения, родия, палладия, осмия, иридия, платины. - М.: Мир, 1978.-364с.

спектроскопический анализ продуктов его окисления, показавший, что на поверхности галенитового электрода при его контролируемом окислении формируется сложный состав химических соединений.

При анализе кинетических схем окисления галенита в щелочных минеральных суспензиях было сделано предположение, что наиболее вероятными скоростью определяющими стадиями процесса окисления галенита, независимо от степени окисления сульфидной серы минерала, могут быть стадии его окисления до комплексного катиона $PbOH^+_{адс}$ и элементарной серы $S^0_{адс}$, протекающей по реакции (1), либо до комплексного соединения $PbOH_{адс}$ и элементарной серы $S^0_{адс}$, протекающей по реакции (2).



В этом случае скорость процесса окисления поверхности частиц галенита в щелочных минеральных суспензиях должна подчиняться ниже приведенному уравнению (3) с кинетическими характеристиками протекания процесса: $z_{теор.} = 2$, $P_{OH(-)} = 1$, а в сильнощелочных – с кинетическими характеристиками процесса $z_{теор.} = 1$, $P_{OH(-)} = 1$.

$$i = k[OH^-] \exp(\alpha z \varphi F / RT) \quad (3)$$

Для экспериментальной проверки предполагаемого механизма окисления галенита были выполнены поляризационные исследования галенитового электрода в щелочных, карбонат содержащих растворах, pH которых отвечает области существования на поверхности галенита конечных свинец содержащих продуктов – карбоната свинца $PbCO_3$, гидрато-карбоната свинца $Pb_3(OH)_2(CO_3)_2$ и гидроксида свинца $Pb(OH)_2$ (pH = 10 – 11.5). Дополнительно проведены комплексные поляризационные исследования того же электрода в сочетании со спектроскопическими исследованиями продуктов, образовавшихся на его поверхности в процессе длительной анодной поляризации в потенциостатическом режиме при разных потенциалах поляризации.

В рабочих растворах с pH = 10-10.5 процесс анодного окисления галенитового электрода неотягощен явлениями пассивации. При этом, на вольтамперограмме полученной в рабочем растворе с pH = 10.5 наблюдалось изменение характера протекания анодного процесса при потенциалах поляризации электрода 0.5 В – 0.55 В (С.В.Э.) (см. рисунок 1б).

Такое изменение анодного процесса отразилось и на катодном процессе. Так, если катодная ветвь вольтамперограммы галенитового электрода монотонна (pH = 10) (см. рисунок 1а), то на катодной ветви (pH = 10.5) наблюдалось изменение хода кривой в области потенциалов катодной поляризации электрода $\varphi = -0.55$ В – -0.60 В (С.В.Э.). Это позволило предположить, что на поверхности галенитового электрода протекают несколько электродных процессов, связанных с его окислением: в первом случае – один, а во втором – два. Первый протекает в области малых анодных перенапряжений (pH = 10), а второй при больших анодных перенапряжениях. При потенциалах поляризации электрода, больших 0.9 В (С.В.Э.), на анодных ветвях рассмотренных вольтамперограмм наблюдается кислородная волна.

В более щелочных растворах характер анодного и катодного процессов другой (рисунок 2): появлялись характерные анодные и катодные максимумы тока поляризации электрода и расширялась область потенциалов анодной пассивации его поверхности; другая особенность анодных участков – отсутствие кислородной волны.

Очевидно, что на анодном участке наблюдается широкая область потенциалов активного окисления поверхности электрода, которая заканчивается первым макси-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

мумом анодного тока при $\varphi = 0.35$ В (С.В.Э.) и первой областью потенциалов пассивации поверхности электрода до потенциала второго максимума анодного тока при $\varphi = 0.5$ В (С.В.Э.).

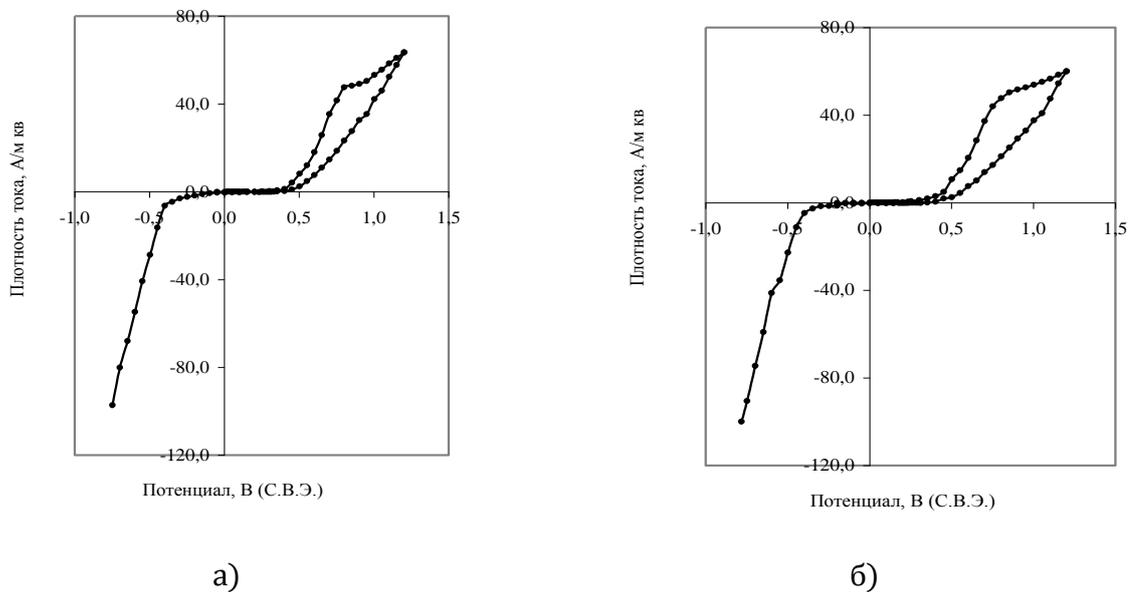


Рисунок 1 - Вольтамперограммы галенитового электрода в щелочных растворах (1 цикл поляризации, скорость развертки потенциала 3.33 мВ/с):
а) pH = 10; б) pH = 10.5

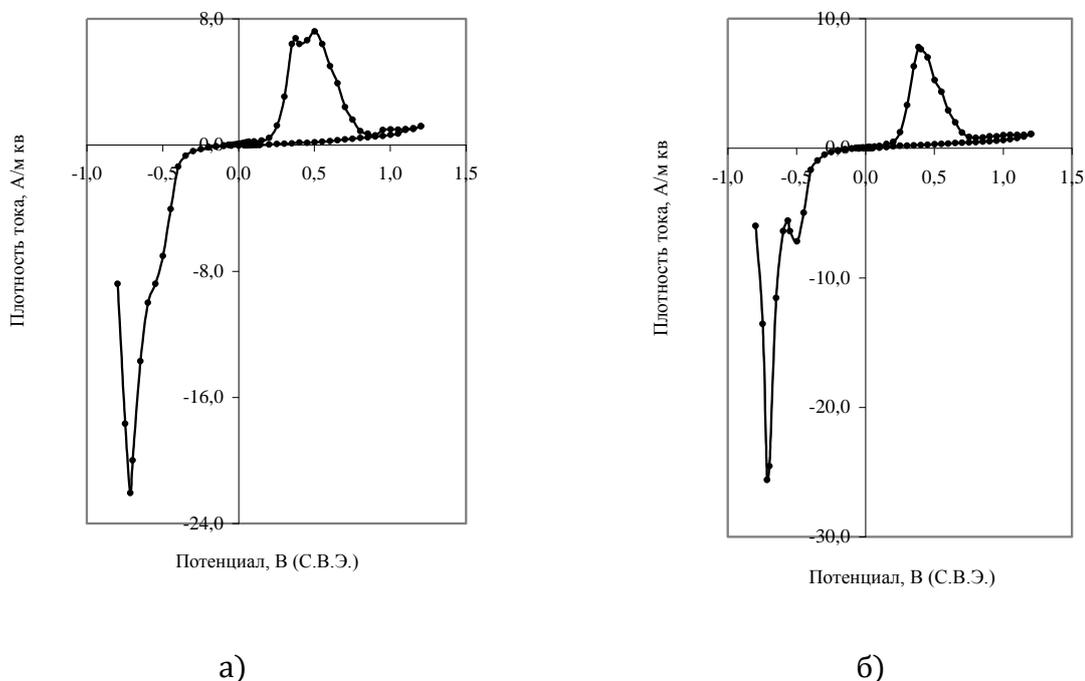


Рисунок 2 - Вольтамперограммы галенитового электрода в щелочных растворах (1 цикл поляризации, скорость развертки потенциала 3.33 мВ/с):
а) pH = 11; б) pH = 11.5

При потенциалах поляризации больших 0.5 В наблюдается вторая область пассивного состояния электрода, вплоть до конечного потенциала анодной поляризации $\varphi = 1.2$ В (С.В.Э.). Отсюда следует, что в рабочих растворах с рН = 11 на поверхности галенитового электрода протекают два анодных процесса: первый в области потенциалов $\varphi_{i(k)=i(a)} = 0.35$ В (С.В.Э.), а второй при $\varphi = 0.45$ В – 1.2 В (С.В.Э.). Этим анодным процессам соответствуют два катодных, первый из них наблюдается в области потенциалов катодной поляризации электрода $\varphi_{i(a)=i(k)} = -0.5$ В (С.В.Э.), второй при $\varphi = -0.71$ В (С.В.Э.).

Повышение рН рабочих растворов до рН = 11.5 приводит к исчезновению второго максимума тока анодной поляризации электрода (появление перегиба на кривой в области потенциала второго максимума анодного тока) и появлению второго максимума катодного тока при потенциале поляризации электрода $\varphi = -0.5$ В (С.В.Э.) (см. рисунок 2б).

Качественный анализ вольтамперограмм первого (начального) цикла поляризации галенитового электрода позволил предположить, что только в рабочих растворах с рН = 10 на его поверхности протекает один анодный процесс. Во всех остальных исследованных случаях на поверхности электрода протекают, как минимум, два анодных процесса. При этом второй анодный процесс протекает в одной и той же области потенциалов анодной поляризации электрода, близкой и большей 0.5 В (С.В.Э.). При катодной поляризации окислившейся поверхности галенитового электрода проявляются аналогичные закономерности.

Определение основных кинетических характеристик процесса окисления галенита при различных рН растворов осуществлялось из анализа различных участков одних и тех же поляризационных кривых.

Для идентификации продуктов окисления галенита при различных рН рабочих растворов выполнялись ИК-исследования продуктов, образующихся на поверхности электрода при его анодной поляризации в потенциостатическом режиме при заданных значениях потенциалов поляризации, соответствующих характерным участкам рассмотренных анодных потенциодинамических кривых.

УЛУЧШЕНИЕ КАЧЕСТВА ОГНЕУПОРНЫХ ГЛИН КУМАКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

И.А. Гришин, В.В. Назарова

e-mail: igorgri@mail.ru, Россия, г. Магнитогорск,

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

В России очень малы запасы огнеупорного сырья высокого качества, в частности каолиновых глин. Основные запасы этого вида сырья сосредоточены в ближнем зарубежье. В связи с этим следует рационально и комплексно использовать существующую сырьевую базу.

Основные месторождения отечественных высококачественных каолиновых глин расположены в Челябинской области. Остальные регионы не располагают такими ре-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

сурсами огнеупорного и керамического сырья. Это предопределяет необходимость развития техники и технологии обогащения огнеупорных глин.

Глины Кумакского месторождения можно подразделить на два типа – основные и полуокислые. Первый тип не требует какого-либо дополнительного улучшения качества (таблица).

Таблица – Требования, предъявляемые к глинам Кумакского месторождения

Наименование показателя	Норма для марки	
	КУ-1	КУ-2
Al ₂ O ₃ , не менее, %	32	28
Fe ₂ O ₃ , не более, %	2,5	3,5
Огнеупорность, С°, не ниже	1710	1600

В глинах второго типа присутствует большее количество окислов железа (до 6,5%), что определяет окраску глин в рыжий цвет. Также глины этого типа часто запеочены. Силикатные частицы относительно большого размера и соединения железа являются плавнями, которые снижают качество огнеупорных изделий производимых из глины. Гранулометрический состав и наличие соединений железа определяют сорт и соответственно стоимость огнеупорного сырья.

Анализ литературных источников показывает, что для улучшения качества огнеупорного сырья используют преимущественно гравитационные методы разделения по крупности в водной или воздушной среде. Последние в ряде случаев не дают необходимого экономического эффекта из-за необходимости установки затратного оборудования для сушки исходной глины и разветвленных схем с большим количеством оборудования для классификации материала на узкие классы крупности с последующим их обогащением. Кроме этого, разделение сырья по крупности не решает проблему наличия неорганических соединений – плавней.

Для повышения качества полуокислых глин были проведены исследования по извлечению железосодержащих примесей и грубозернистой фракции. Для этого была отобрана проба глины КУ-3 массой 25 кг. Химический анализ пробы выявил низкую массовую долю Al₂O₃ – 28% и высокую массовую долю Fe₂O₃ – 6,88%. Распределение компонентов по классам крупности показало, что в классах крупнее 0,04 мм повышенная в 1,5 раза по сравнению с исходной массовая доля SiO₂ (до 78,6%) и пониженная в 2-3 раза массовая доля Al₂O₃ (12,4 %). Это свидетельствует о значительной доле частиц кварца в крупных классах, а тонкодисперсные глинистые частицы представлены каолинитом.

На основании минералогического анализа возможно сделать вывод о низкой эффективности предварительной сухой магнитной сепарации, так как в основном железо представлено не крупными минеральными зёрнами, а тонкодисперсными окислами с равномерной распределенностью по пробе.

Для выделения грубозернистой фракции было решено использовать процесс гидроциклонирования.

Разделение проводилось на лабораторном гидроциклоне со следующими конструктивными параметрами: диаметр цилиндрической части 60мм, угол конусности 20°, разгрузочное отношение 0,62.

Давление пульпы на входе в гидроциклон оставалось постоянным – 0,12 МПа. Пе-

ременным параметром являлась разжиженность исходного питания, которая менялась от 9 до 4.

По результатам опытов наиболее оптимальное процентное содержание твердого в исходной пульпе составило 15%. При этом процентном содержании твердого удалось выделить пески с массовой долей Fe_2O_3 - 8%, SiO_2 – 76,8%. Потери Al_2O_3 с песками составили менее 2%.

Полученный слив гидроциклона содержал достаточно большое количество оксида железа – до 6%, что не позволяло полученный материал причислить к кондиционным качественным продуктам. В связи с этим слив гидроциклона было решено подвергнуть магнитной сепарации.

Разделение слива гидроциклона проводилось в трубчатом анализаторе. Напряженность магнитного поля изменялась от 80 до 1200 кА/м.

Результаты сепарации показали, что при напряженности магнитного поля, характерного для слабomagнитных сепараторов (до 120 кА/м), выход магнитного продукта незначителен – 1 – 3,5% от операции. При этом удалось получить немагнитный продукт с массовой долей Fe_2O_3 - 3,18%, Al_2O_3 – 30,7%.

Потери полезного компонента с магнитным продуктом не превышали 1,5%. При напряженности поля, характерного для сильномагнитных сепараторов, немагнитный продукт получился с массовой долей Fe_2O_3 – 1,78%, но потери Al_2O_3 с магнитным продуктом составляли 15-17%.

Следовательно, если необходимо получить высококачественную глину, необходимо использовать сепараторы с сильным магнитным полем – валковые или полиградиентные, в остальных случаях достаточно будет разделения на менее энергоемких и затратных барабанных сепараторах со слабым полем.

Таким образом, для переработки полуокислых глин Кумакского месторождения можно предложить следующую технологию: разделение исходной глины на пески и тонкий продукт по граничному зерну 0,07 – 0,04 мм и магнитная сепарация слива классифицирующего оборудования в слабом (120 кА/м) или сильном (1200 кА/м) поле в зависимости от требуемого качества конечного продукта.

ВЛИЯНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ КЛИНКЕРА ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА НА ОТРАЖАТЕЛЬНУЮ ПЛАВКУ

А.В. Каратаева, Ю.П. Морозов

e-mail: kav1@svg.ru, Россия, г. Екатеринбург

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский государственный горный университет» (ГОУ ВПО УГГУ)

Вовлечение в переработку клинкера цинкового производства является одной из важнейших задач в направлении повышения комплексности использования сырья. Клинкер состоит из сульфидной, силикатной, металлической и углеродной частей. Сложный химический и минералогический состав predetermined множество технологических схем. Предложенные схемы обогащения клинкера с получением угольного, медного и железного концентратов отличаются сложностью, большими

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

капитальными затратами, низкой селективностью и сложностью дальнейшей переработки получаемых продуктов.

Наиболее прогрессивными, в этом отношении, следует считать пирометаллургические способы, поскольку они за одну операцию позволяют достаточно полно извлекать медь и драгоценные металлы в штейн и использовать высокую теплопроводную способность клинкера. Клинкер в небольших количествах перерабатывается в печах Ванюкова совместно с сульфидным сырьем и является практически идеальным для данного вида плавки, поскольку содержит топливо, не требует подготовки и добавки флюсов, кроме небольшого количества сульфидизатора для получения заданного состава штейна. Были получены положительные результаты совместной плавки клинкера и медно-цинковых концентратов в кивцэтом агрегате, а именно, наблюдалось снижение содержания меди в отвальном шлаке и снижение содержания свинца и сурьмы в штейнах и шлаках. На одном из заводов при электрической плавке в качестве восстановителя используют клинкер, что позволило снизить потери меди со шлаками на 20 % относительных и содержание магнетита в отвальном шлаке до 7 % от первоначальных 13 %.

Основным способом, которым перерабатывается около 90 % клинкера, остается шахтная плавка совместно с медным и свинцовым сырьем в неокускованном виде, с предварительной агломерацией или брикетированием с использованием в качестве связующего лигносульфонатов или извести. Отмечено, что переработка клинкера сопряжена со следующими проблемами: вынос частиц кокса с отходящими газами приводит к получению некондиционной серной кислоты; горение кокса в газоходной системе стимулирует образование трудноудаляемых настывлей.

Углерод (коксик) содержится в клинкере в количестве от 10 до 20 % и концентрируется, преимущественно, в мелких классах. Прямое расплавление клинкера путем нагрева и последующего разделения отстаиванием штейновой и шлаковой частей практически невозможно из-за высокого содержания углерода и металлического железа. Только при нагреве с одновременным окислением и введением в шихту флюсов происходит разделение шлака и штейна, но при этом кокс всплывает на поверхность шлака, и из-за избытка тепла расплавы перегреваются. Для снижения вероятности данных проблем на одном из предприятий клинкер подвергают предварительному окатыванию с глиной. Задачей является исключение попадания коксика в газоходный тракт и использование восстанавливающих свойств железа в процессе плавки.

Являясь поверхностно активным веществом, магнетит уменьшает межфазное натяжение, затрудняя седиментацию капелек штейна, что приводит к повышению механических потерь меди с отвальным шлаком. За счет восстановления магнетита до шлакуемой закиси железа, потери меди с отвальным шлаком снижаются на 14 % относительных. Для устранения пересыщения расплава металлическим железом необходимо рассмотреть возможность максимально повысить вероятность протекания реакции окислов железа с железом клинкера при их подаче в плавку. Одним из способов является окатывание клинкера с окисленными медьсодержащими материалами. Данный метод, в сравнении с агломерацией и брикетированием, проще и производительнее. Безобжиговое окускование методом окатывания позволяет сохранять неизменным состав шихты, что ставит данный метод вне конкуренции при подготовке шихты.

Окатывание окисленных медьсодержащих материалов и клинкера не только снизит нагрузку на газоходную систему за счет снижения пылевыноса, горения кокса и настылеобразования, но и увеличит выход железа и свинца в отвальный шлак, снизит потери меди с отвальным шлаком. За счет накатанного медьсодержащего материала, часть металлического железа и коксика клинкера внутри окатыша не будут успевать окисляться, а, попадая в раскаленном состоянии на поверхность расплава шлака, будут служить активными восстановителями.

Интенсивность процесса гранулообразования, согласно Классену П.В. с Гришаевым И.Г., зависит от технологии, аппаратурного оформления процесса гранулирования и свойств исходных материалов. Процесс гранулообразования достаточно длителен и зависит от подачи жидкости в гранулятор и гомогенности шихты. Уплотнение частиц методом окатывания достигается, в основном, при ударе о неподвижный слой материала или о стенку гранулятора. В этот момент большая часть кинетической энергии, которую приобрел комок при скатывании вниз, расходуется на перемещение зерен и уплотнении гранул. Очевидно, что величина кинетической энергии определяется не только скоростью скатывания, но и массой комочка.

Фактически выход фракции минус 4 мм в клинкере составляет от 20 до 50 %. Введение клинкера в состав шихты для окатывания позволит исключить вторую стадию окатывания – образование комочка, так как частица клинкера будет являться зародышем окатыша, на который будет накатываться порошковая составляющая шихты. Это позволит увеличить скорость окатывания и рассматривать в качестве вяжущей составляющей большее количество соединений, время потери тиксотропности которых мало.

Учитывая, что содержание фракции плюс 1 мм в клинкере составляет $92 \div 98$ %, для интенсификации и ускорения процесса окатывания введение в состав шихты клинкера является наиболее простым и рациональным решением. Например, при окатывании цементационной меди добавка клинкера в количестве 5 % позволила интенсифицировать процесс грануляции, снизить содержание фракции плюс 20 мм на 15 % от общей массы и уменьшить вероятность налипания шихты на стенки гранулятора, особенно на участке загрузки.

Одним из наиболее значимых направлений переработки окисленных медесодержащих материалов является переработка медьсодержащих кеков. Кеки являются продуктами мокрой очистки обжиговых газов. Их переработка затруднена из-за высокой исходной влажности и значительного времени их выдерживания на площадке для естественного снижения влажности. При проведении лабораторных испытаний по окатыванию кеков металлургического производства введение клинкера значительно снижало общую влагу и стабилизировало процесс окатывания. При добавлении клинкера в количестве 20 % от общей массы количество фракции плюс 20 мм снизилось в два раза, при этом количество фракции минус 1 мм осталось практически на том же уровне. Количество других составляющих шихты не менялось.

Образующиеся окатыши в результате многократных пересыпаний и ударов уплотняются, отдельные частички, перемещаясь, укладываются более плотно. При этом избыточная влага выдавливается на поверхность комочка, в результате чего становится возможным дальнейшее присоединение к такому комочку других час-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

тичек. По мере приближения частичек друг к другу толщина пленок связанной воды становится все меньше, прочность сцепления увеличивается.

Изменение объемного веса окатышей оказывает значительное влияние на их прочность. Чем больше объемный вес, тем выше прочность окатыша, так как увеличивается его плотность и уменьшается порозность, т.е. снижается количество мест с нулевым сопротивлением к внешним нагрузкам. Таким образом, пористость клинкера может оказывать влияние на рост прочности слоя окатанного материала в зоне контакта клинкер – порошковая составляющая шихты, так как получают развитие процессы диффузии новообразований в поры клинкера.

Таким образом, при переработке клинкера по схеме «обжиг – отражательная плавка – конвертирование» необходима шихтоподготовка для снижения содержания меди и магнетита в отвальном шлаке. Наиболее рациональным методом подготовки клинкера к переработке является окатывание, так как введение клинкера в состав шихты может интенсифицировать процесс окатывания за счет крупности и высокой пористости клинкера, что позволит сократить время окатывания до нескольких минут и повысить прочность окатышей за счет развития процессов диффузии новообразований в поры.

НЕВОДНЫЕ СОЛЬВАТИРУЮЩИЕ РАСТВОРИТЕЛИ НА ОСНОВЕ ОДНОАТОМНЫХ АЛИФАТИЧЕСКИХ СПИРТОВ ДЛЯ РАЗЛОЖЕНИЯ РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Е.К. Копкова, М.А. Муждабаева, П.Б. Громов

e-mail: kopkova@chemy.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты,

Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН

Вследствие особенностей кристаллической структуры лопарит и его структурный аналог перовскит относятся к числу трудно вскрываемых минералов. Большинство разработанных вариантов технологических схем их переработки основано на разложении различными минеральными кислотами или их смесями – соляной, серной, смесью азотной и плавиковой кислот с последующим выделением и разделением компонентов раствора методами гидролиза, жидкостной экстракции и других. При этом схемы связаны с применением высоких (более 100°C) температур, длительностью процесса вскрытия, значительными материальными потоками, расходами реагентов и энергоресурсов. В этой связи встает проблема поиска новых нетрадиционных методов извлечения ценных компонентов из трудно разлагаемого и бедного (в случае перовскита) сырья. К числу последних можно отнести проведение процесса разложения в гетерогенной системе «твердое-органический растворитель» с заменой воды как среды протекания химической реакции на органический реагент, при котором возможно не растворять исходный минеральный продукт полностью, а воздействовать на него определенным органическим растворителем, содержащим минеральную кислоту, способным селективно переводить в органическую фазу целевой компонент.

В данной работе представлены результаты изучения возможности неводного

разложения лопарита и перовскита в среде сольватирующих органических растворителей на основе высокомолекулярных одноатомных алифатических спиртов, содержащих минеральные кислоты, с селективным выделением из минералов тантала, ниобия и титана.

В качестве исходных продуктов использовано минеральное сырье Мурманской области - лопаритовый концентрат (ЛК) Ловозерского месторождения, содержащий, мас. %: Nb_2O_5 - 7.5 - 8.1; Ta_2O_5 - 0.56 - 0.77; TiO_2 - 37.4; Ln_2O_3 - 33.9; Na_2O - 8.8; ThO_2 - 0.46; CaO - 4.4; Na_2O - 8.68; SrO - 1.6; Fe_2O_3 - 1.6; Al_2O_3 - 0.46 и перовскитовый концентрат (ПК) Африкандского месторождения среднего состава, мас. %: TiO_2 - 51.7; CaO - 31.0; Nb_2O_5 - 1.03; Ta_2O_5 - 0.043; Ln_2O_3 - 3.93; ThO_2 - 0.057; Fe_2O_3 - 3.9; MgO - 1.32; SiO_2 - 3.5; Al_2O_3 - 0.57; Na_2O - 0.58 крупностью 80% < 70 мкр.

Для неводного разложения твердых продуктов использовали нейтральные кислородсодержащие органические растворители – высокомолекулярные одноатомные алифатические спирты, насыщенные фтороводородной кислотой. С целью изучения условий получения насыщенных фтороводородных спиртовых экстрактов, используемых в дальнейшем в качестве неводных растворителей для разложения перовскита и лопарита, на модельных растворах была изучена экстракционная способность гомологического ряда одноатомных алифатических спиртов RON ($R=C_5-C_{10}$) с различной длиной и структурой углеводородного радикала по отношению к фтороводородной кислоте. Было показано, что в отличие от других минеральных кислот, экстракция которых протекает по гидратно-сольватному механизму, для фтороводородной кислоты более характерен сольватный механизм экстракции. Экстракционную способность изученных высокомолекулярных одноатомных алифатических спиртов по отношению к фтороводородной кислоте можно представить следующей убывающей последовательностью: $C_5 > C_6 \geq C_7 \geq C_{1-8} > C_{3-2} > C_{i-8} > C_{10}$.

Емкость алифатических спиртов по фтороводородной кислоте, определенная методом насыщения, зависела от строения и структуры спиртов и составляла: для н-пентанола, н-гексанола, н-гептанола, н-октанола, октанола-2, изо-октанола и н-декананола соответственно, моль/л: 9.18; 8.10; 7.82; 7.67; 7.08; 6.62; 6.30.

Была изучена реэкстракция фтороводородной кислоты из экстрактов алифатических спиртов, так как для эффективного осуществления сольвопроцесса важна не только хорошая экстрагируемость минеральной кислоты, но и легкость обратного ее извлечения из экстракта. Полученные данные показали, что при реэкстракции водой при соотношении объемов фаз $V_o:V_v=1:1$ фтороводородная кислота практически полностью извлекается из экстрактов, причем в большей степени на первой ступени реэкстракции, эффективность которой составляла 80-84% в зависимости от природы алифатического спирта, с получением растворов, содержащих 6-10 моль/л минеральной кислоты. Это создает в условиях сольвопроцесса оптимальные условия по концентрации фтороводородной кислоты как для разложения ЛК и ПК, так и для образования экстрагируемых фторметаллатных комплексов ниобия(V) и тантала(V).

Неводное выщелачивание редких металлов из ЛК протекает без внешнего подогрева за счет тепла экзотермической реакции с образованием трех быстро разделяющихся полупродуктов: экстракта, твердофазного кека фторидов лантаноидов и водной микрофазы. Полученные кеки после промывки водой были изучены рентгенофазовым методом анализа, который идентифицировал в них фториды лантаноидов (LnF_3) и невоскритый лопарит. Жидкая фаза, отделенная от кека фильтрованием, представляла

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

собой водную микрофазу, количество которой составляло от 0.4 до 2.2 % от исходного объема неводного растворителя.

В таблице 1 представлены данные, характеризующие зависимость извлечения редких металлов из ЛК от расхода фторсодержащего органического растворителя. Полученные результаты свидетельствуют о высокой степени разложения ЛК, при котором извлечение редких металлов при повышенном расходе Т:Ж=1:10 составляет, %: 96.0 – 99.3 Nb₂O₅, 94.9 – 99.6 Ta₂O₅ и 88.7 TiO₂ (опыты 4, 9). Высокое извлечение ниобия(V) и тантала(V) было получено даже в случае использования охлажденного до 6°С фторсодержащего органического растворителя. За счет выделившегося тепла экзотермической реакции (опыты 5, 9) степень извлечения редких металлов остается на высоком уровне 94-99%.

Таблица 1 - Влияние расхода фторсодержащего неводного растворителя на извлечение редких металлов из лопаритового концентрата

№ опыта	Т: Ж	Общее извлечение редких металлов из лопарита, %			Прямое извлечение редких металлов из лопарита в экстракт, %		
		Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	TiO ₂	Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	TiO ₂
1	1:4	77.0	77.2	68.3	56.6	50.7	14.3
2	1:6	91.0	89.0	77.6	75.9	86.6	29.4
3	1:8	96.0	94.6	81.0	82.1	90.5	31.8
4	1:10	96.7	94.9	86.7	94.0	94.2	35.0
5	1:10	94.6	94.1	81.2	85.1	68.0	33.9
6	1:4	71.4	80.3	66.7	46.6	45.02	26.2
7	1:6	93.0	94.1	83.6	82.0	80.8	35.5
8	1:8	99.4	99.6	88.6	92.0	0.07	34.6
9	1:10	99.3	98.7	90.3	93.0	94.8	33.7
10	1:10	94.0	93.5	88.4	86.7	71.0	33.3

навеска = 10 г; t_н = 20°С (оп. 5, 9 t_н = 6°С); τ = 20 мин.

Таблица 2 - Зависимость извлечения редких металлов от температуры процесса вскрытия

№ опыта	Фтороводородный экстракт	T _{нач.} , °С	T _{макс.} , °С	Извлечение в экстракт, %		
				Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	TiO ₂
1	н-пентанол, 184 г/л HF	60	90	92.4	85.2	16.7
2	«-»	20	54	86.0	75.2	15.0
3	«-»	6	49	67.1	72.3	11.4
4	н-октанол, 120 г/л HF	60	82	43.2	79.4	8.1
5	«-»	20	55	65.0	70.5	6.5
6	«-»	6	42	46.3	48.1	5.7

Прямое извлечение редких металлов из ЛК в экстракт также зависит от расхода неводного растворителя (таблица 1). При низком расходе (Т:Ж=1:4) в экстракт извлекалось 46.6 – 56.6% Nb₂O₅, 45.0 – 50.7% Ta₂O₅ и 14.3 – 26.2% TiO₂. Увеличение расхода октанольного экстракта фтороводородной кислоты (Т:Ж=1:6÷8) приводит к значительному росту извлечения редких металлов в экстракт, достигая максимальных значений 94.0% Nb₂O₅, 94.2% Ta₂O₅ и 35% TiO₂ при Т: Ж=1:10. Избыток HF способство-

вал, с одной стороны, образованию хорошо экстрагируемых одноосновных фторометаллных кислот HNbF_6 , HTaF_6 , и, с другой, создавал в сольвосистеме высокую концентрацию титана(IV), необходимую для эффективной экстракции HNbF_6 .

Для исследования неводного разложения перовскитового концентрата были использованы октанольный и пентанольный экстракт фтороводородной кислоты. Установлено, что эффективность растворения ПК в исследуемых неводных растворителях, определяется экстракционной способностью спирта по отношению к HF, его высокой емкостью по кислоте, а также повышенным содержанием воды. Следует отметить, что исследованная сольвосистема характеризуется высокой концентрацией катионов кальция, способных связывать титан(IV) и воду в гидратированную комплексную соль $\text{CaTiF}_6 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и влиять на общее количество воды в системе, складывающееся как из физически растворенной воды в соответствующем неводном растворителе, так и реакционной, образующейся при растворении ПК. Уменьшение содержания титана(IV) в водной фазе, в свою очередь, вызывает снижение экстракции Nb_2O_5 и Ta_2O_5 .

Как следует из данных опытов таблица 2, отличающихся начальной температурой исходного растворителя, максимальное извлечение редких металлов в экстракт при растворении ПК в октанольном экстракте оказалось недостаточно высоким и составило 65% Nb_2O_5 , 70.5 % Ta_2O_5 при соэкстракции 6.5 % TiO_2 (опыт 5).

При использовании в сольвопроцессе пентанольного экстракта было изучено влияние концентрации фтороводородной кислоты в экстракте, а также соотношения «твердое-неводный растворитель» на степень разложения ПК и степень извлечения редких металлов в пентанольный экстракт при начальной температуре неводного растворителя ($20 \pm 2^\circ\text{C}$). В исследованной области концентраций HF (130-180 г/л) извлечение ниобия(V) в пентанольный экстракт выше по сравнению с танталом(V) и составляет 87–95%. Эта тенденция сохранялась и при изменении соотношения Т:Ж. При низком расходе растворителя (Т:Ж=1:5), при прочих равных условиях, в пентанольный экстракт переходило лишь 74 % Nb_2O_5 и 51 % Ta_2O_5 .

С повышением расхода до Т:Ж=1:7.5 извлечение и тантала(V), и ниобия(V) в пентанольный экстракт возрастает и становится практически равным при достижении Т:Ж=1:10. Значительный избыток в пульпе свободной HF обеспечивает как высокую общую степень разложения концентрата, превышающую 95%, так и высокое извлечение редких металлов в экстракт. Наиболее высокие значения извлечения ниобия и тантала в экстракт были получены в опыте 1: 92.4% Nb_2O_5 и 85.2% Ta_2O_5 при соэкстракции TiO_2 16.7%.

Согласно представленным данным, разложение ПК в пентанольной среде характеризуется более высокими показателями извлечения редких металлов в экстракт по сравнению с октанольным растворителем. Это может быть связано с тем, что в гомологическом ряду одноатомных алифатических спиртов $\text{R}=\text{C}_5\text{-C}_{10}$ пентанол является наиболее эффективным экстрагентом для экстракции фтороводородной кислоты.

Результаты проведенных исследований показали перспективность сольвометаллургического метода для переработки минерального редкометалльного сырья. Замена среды протекания реакции на неводный растворитель позволяет интенсифицировать разложение лопаритового и перовскитового концентратов за счет сокращения числа операций и снижения энергозатрат, и по ряду технологических параметров метод может успешно конкурировать с традиционными приемами гидрометаллургии.

АКТИВНОСТЬ БАКТЕРИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ СЕЛЕКТИВНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ АНТИМОНИТОВОГО И АРСЕНОПИРИТОВОГО КОНЦЕНТРАТОВ ВЫДЕЛЕННЫХ ИЗ КОЛЛЕКТИВНОГО СУЛЬФИДНОГО

Л.Н. Крылова, А.В. Канарский, М.С. Гусаков, Э.В. Адамов

e-mail: krulov@yandex.ru, Россия, г. Москва

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСиС»)

В промышленной практике бактериальное выщелачивание упорных золотосодержащих концентратов применяется для растворения сульфидов, при котором вскрывается тонкодисперсное золото и становится доступным для цианирования. Сульфидные золотосодержащие концентраты могут содержать арсенопирит, пирит, пирротин и антимонит. Сульфиды имеют разный электродный потенциал, состав и строение кристаллической решетки. Содержание и соотношение сульфидов в концентрате определяет электрохимические взаимодействия между минералами при выщелачивании, расход реагентов и образование продуктов реакции, ионный состав среды, что влияет на показатели бактериального выщелачивания.

Результаты исследований показывают, что при увеличении содержания антимонита в составе сульфидов окислительная активность бактерий по железу при бактериальном выщелачивании снижается, а также ухудшаются условия окисления минералов вследствие более низкого окислительно-восстановительного потенциала и более высокого значения pH. Выделение антимонита в отдельный концентрат, вероятно, обеспечит повышение кинетики бактериального выщелачивания других сульфидных минералов.

Исследованы основные параметры бактериального выщелачивания флотационных селективных арсенопиритового (мышьякового) и антимонитового (сурьмяного) концентратов, в сравнении с бактериальным выщелачиванием коллективного сульфидного концентрата.

Выделение арсенопирита и антимонита в отдельные концентраты производилось по разработанной схеме селективного флотационного обогащения с применением пероксида водорода и без использования регулятора среды, основанной на различии окислительной способности сульфидных минералов. Концентраты выделялись из сульфидной золотосодержащей руды, крупность концентратов 85 % класса минус 0,074 мм, содержание основных элементов в концентратах приведено в таблице 1.

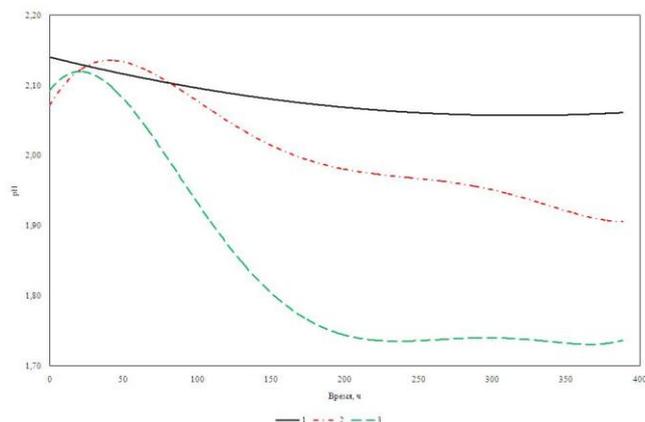
Таблица 1 – Химический состав флотационных сульфидных концентратов

№	Продукт	Содержание (масс. доля)		
		Sb, %	As, %	Au, г/т
1	Коллективный концентрат	4,6	6,1	105,9
2	Сурьмяной концентрат	31,8	4,2	7,0
3	Мышьяковый концентрат	0,7	6,4	120,0

В коллективном сульфидном концентрате, выделяемом при флотационном обогащении руды, соотношение минералов пирита, арсенопирита, пирротина, антимонита составляет 1,0 : 2,0 : 2,5 : 1,5, в сурьмяном концентрате 1,0 : 11,5 : 2,5 : 55,5, в мышьяко-

вом концентрате 7,0 : 2,0 : 2,5 : 1,0. Основная часть пирита и пирротина поступает в мышьяковый концентрат.

Изменение значений рН и Eh при бактериальном окислении коллективного и селективных мышьякового и сурьмяного концентратов значительно различаются (рисунок 1).



1 – коллективный концентрат; 2 – сурьмяной концентрат; 3 – мышьяковый концентрат

Рисунок 1 – Изменение значения рН при бактериальном выщелачивании сульфидных концентратов

Возрастание значения рН при выщелачивании происходит за счет активного бактериального окисления Fe^{2+} , происходящего с потреблением кислоты. Снижение значения рН происходит в результате протекания реакции взаимодействия мышьяковистой кислоты, образующейся при окислении арсенопирита, с сернокислым оксидным железом при котором осаждаются арсенаты железа, и выделяется кислота (1), и окислением элементарной серы, образующейся при окислении сульфидов, ферментами бактерий до серной кислоты (2).

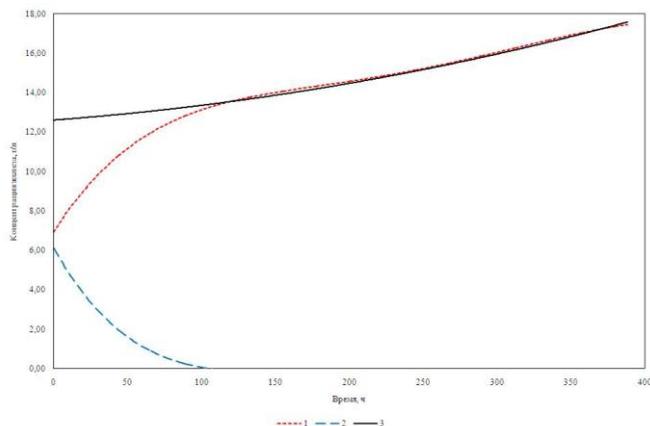


Изменение значения рН при окислении показывает, что более активное бактериальное выщелачивание происходит при использовании селективных концентратов по сравнению с коллективным концентратом. При бактериальном выщелачивании коллективного сульфидного концентрата значение рН снижается немного с 2,15 до 2,05, при выщелачивании селективного сурьмяного концентрата рН снижается больше до 1,90. Наиболее значительное снижение рН при выщелачивании мышьякового концентрата до 1,70 объясняется большим образованием кислоты по реакции (1) вследствие большего содержания арсенопирита и пирита, который кроме того образует при окислении больше по сравнению с другими минералами элементарной серы и, соответственно, кислоты по реакции (2).

Окислительно-восстановительный потенциал (Eh) раствора при бактериальном выщелачивании характеризует окислительную активность, и определяется концентрацией ионов водорода и соотношения Fe^{2+} и Fe^{3+} , зависящее, прежде всего, от активности биомассы, концентрации кислорода и других факторов.

Из кривых изменения значения Eh при выщелачивании концентратов (рисунок 2) следует, что выделение антимонита позволяет повысить кинетику окисления минералов мышьякового концентрата, так как при его выщелачивании Eh повышается намного быстрее и достигает наибольшего значения 812,0 мВ, чем при выщелачивании коллективного 738,0 мВ и сурьмяного 720,0 мВ концентратов.

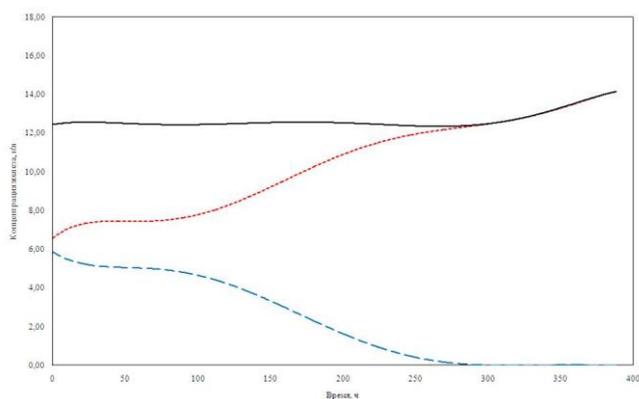
«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»



1 – концентрация Fe^{3+} ; 2 – концентрация Fe^{2+} ; 3 – концентрация $Fe_{\text{сумм}}$

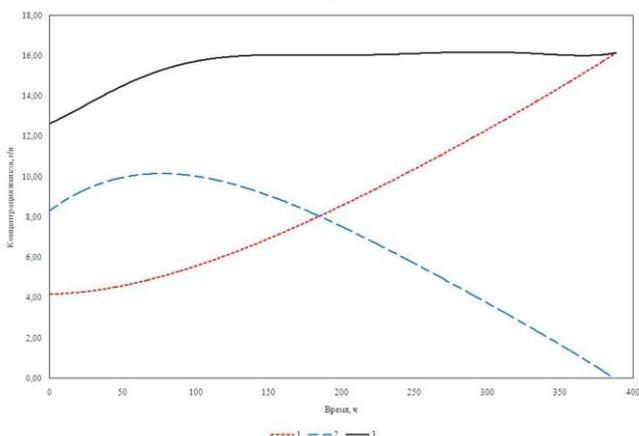
Рисунок 2 – Изменение концентрации железа при бактериальном выщелачивании селективного арсенопиритового концентрата

Окисление сульфидов при бактериальном выщелачивании происходит в основном ионами Fe^{3+} в кислом растворе, которые после взаимодействия с минералами принимают электрон и переходят в форму Fe^{2+} .



1 – концентрация Fe^{3+} ; 2 – концентрация Fe^{2+} ; 3 – концентрация $Fe_{\text{сумм}}$

Рисунок 3 – Изменение концентрации железа при бактериальном выщелачивании селективного антимонитового концентрата



1 – концентрация Fe^{3+} ; 2 – концентрация Fe^{2+} ; 3 – концентрация $Fe_{\text{сумм}}$

Рисунок 4 – Изменение концентрации железа при бактериальном выщелачивании коллективного сульфидного концентрата

Бактерии непрерывно окисляют Fe^{2+} до Fe^{3+} с потреблением кислорода и кислоты, обеспечивая растворение сульфидов. Концентрация Fe^{2+} в растворе бактериального выщелачивания и скорость ее снижения определяет активность биомассы, при интенсивном процессе Fe^{2+} быстро окисляется бактериями до Fe^{3+} , и концентрация Fe^{2+} снижается до нуля. Разделение антимонита и арсенопирита в отдельные концентраты приводит к повышению окислительной активности биомассы по железу при выщела-

чивании селективных концентратов, относительно коллективного, и особенно мышьякового концентрата – Fe^{2+} в растворе полностью окисляется за 120 ч (рисунок 2), сурьмяного концентрата – за 278 ч (рисунок 3), а коллективного сульфидного концентрата – за 380 ч (рисунок 4).

Бактериальное выщелачивание арсенопиритового концентрата протекает значительно интенсивнее, чем сурьмяного и коллективного сульфидного концентратов. Концентрация Fe^{3+} в растворе за 120 ч бактериального выщелачивания мышьякового концентрата достигает $13,5 \text{ г/дм}^3$, значение pH снижается до 1,80, значение Eh повышается до 769,8 мВ.

При бактериальном выщелачивании антимонитового концентрата концентрация Fe^{3+} в растворе $8,2 \text{ г/дм}^3$ в 1,5 раза меньше, коллективного сульфидного концентрата $6,0 \text{ г/дм}^3$ в 2,2 раза меньше, чем при выщелачивании мышьякового концентрата за одинаковое время 120 ч. При этом значение pH больше всего снижается, а значение Eh больше всего повышается при выщелачивании арсенопиритового концентрата.

Окислительная активность при бактериальном выщелачивании арсенопиритового концентрата увеличивается в три раза по сравнению с окислением коллективного концентрата, и два раза относительно сурьмяного концентрата.

Выделенный антимонитовый концентрат может перерабатываться отдельно как с использованием бактериального выщелачивания, так и химического выщелачивания с получением товарного сурьмяного продукта.

Таким образом, флотационное выделение из коллективного сульфидного золотосодержащего концентрата селективных антимонитового и арсенопиритового концентратов позволяет повысить активность бактериального окисления селективных концентратов, и особенно мышьякового концентрата, относительно коллективного концентрата.

ОЧИСТКА ДРЕНАЖНЫХ ВОД ОТ МЕТАЛЛОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРИРОДНОГО СОРБЕНТА

А.Б. Лебедь, Л.Ф. Акулич, А.В. Филатова, К.Л. Тимофеев
e-mail: l.akulich@elem.ru. Россия, г. Верхняя Пышма,
Открытое акционерное общество «Уралэлектромедь»

Среди известных методов глубокой очистки загрязненных природных вод наиболее эффективным является сорбционный.

Использование природных сорбентов для очистки таких видов вод представляется экономически целесообразным, поскольку они имеют низкую стоимость, высокие сорбционные и ионообменные свойства, а также повсеместное их нахождение в природе. Примером применения природного сорбента для очистки загрязненных вод является разработанная и реализованная на промышленном предприятии технология очистки дренажных вод филиала "Производство сплавов цветных металлов"

ОАО "Уралэлектромедь" с использованием сорбента КФГМ-7 (керамический фильтрующий гранулированный материал). Этот сорбент обладает высокой поверхностной активностью зерен и способен восстанавливать сорбционные свойства посред-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ством технологически несложной регенерации. В состав сорбента входит каолиновая глина с активирующей добавкой.

Характеристика сорбента КФГМ -7 представлена в таблице 1.

Таблица 1 - Характеристика природного сорбента КФГМ -7

Наименование	Показатели
Насыпная масса каолина	95 кг/дм ³
Содержание окиси магния	Не менее 7 %
Влажность	Не допускается
Гранулометрический состав: - 0,63	Не более 1 %

Одним из условий использования сорбента КФГМ-7 для очистки вод является значение величины рН не менее 7,5 так как кислая среда приводит к разрушению его структуры.

Перед началом эксплуатации сорбент требует активации – последовательного выдерживания в 3 %-ных растворах MgSO₄ и NaOH. При снижении показателей очистки производится промывка сорбента обратным током воды.

Дренажные воды, образующиеся на территории промплощадки, загрязнены металлами – Zn, Pb, Mn, Fe. При этом их содержание превышает установленные требования нормативно-допустимого сброса (НДС) (таблица 2).

Таблица 2 – Качество дренажных вод

Наименование	Химсостав, мг/дм ³					
	рН	Cu	Zn	Pb	Mn	Fe
Дренажная вода	7,4-7,8	<0,0006-0,29	0,042-0,38	<0,0002-0,11	1,16-1,37	1,41-3,89
НДС	6,5-8,5	0,1	0,1	0,01	0,1	0,5

Объем и качество дренажных вод не постоянны и зависят от сезонности.

Исследования по оценке возможности применения данного сорбента для очистки природных вод были проведены как в лабораторных условиях, так и в условиях промышленного участка при проведении укрупненных испытаний на пилотной установке.

Была определена максимальная линейная скорость пропускания дренажной воды через фильтрующую загрузку, обеспечивающая качество очищенной воды в пределах требований НДС, которая составила не более 3,0 м/ч. А также определена возможность замены активирующего реагента NaOH на Na₂CO₃. При этом для получения удовлетворительного качества очищенной воды скорость фильтрования должна составлять не более 2,0 м/ч.

На основании лабораторных исследований и результатов, полученных на пилотной установке, для очистки дренажной воды был построен опытно-промышленный участок проектной производительностью 10 м³/ч.

Технологическая схема очистки, представленная на рисунке, включает в себя следующие стадии: очистка от взвешенных веществ на механическом фильтре; очистка от органических примесей на угольном фильтре; очистка от металлов на сорбционном фильтре.

Сорбционный фильтр загружен природным сорбентом КФГМ-7, объем которого

~4,0 м³. Линейная скорость фильтрования через сорбционный фильтр составляла от 0,5 до 3,0 м/ч и зависела от объема поступающей дренажной воды.

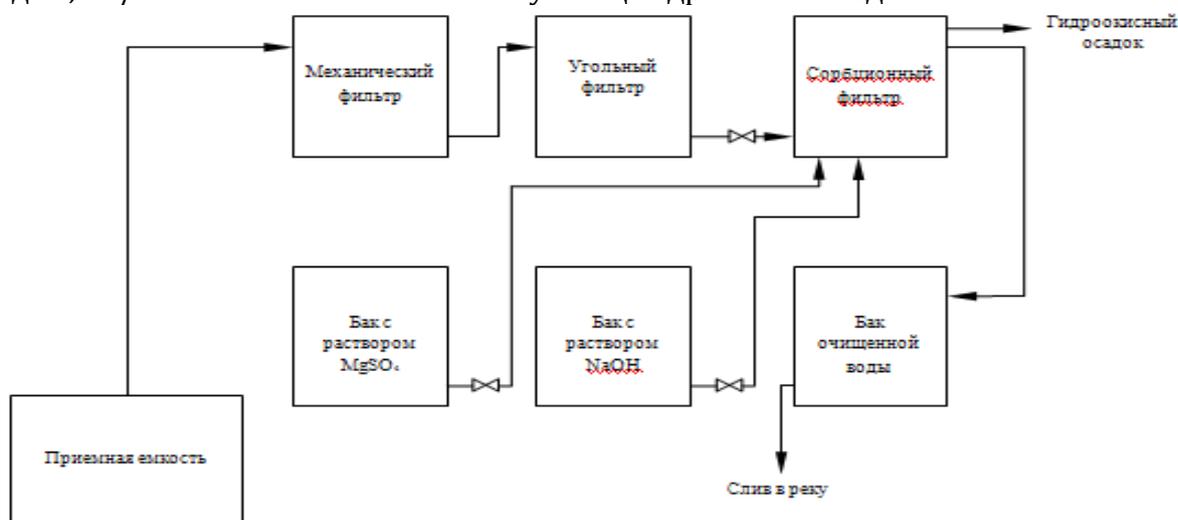


Рисунок – Аппаратурно-технологическая схема очистки дренажных вод

До пропускания через сорбент КФГМ-7 дренажной воды в количестве, равном 1000 удельным объемам сорбента, качество очищенной воды соответствовало требованиям НДС по всем элементам, кроме Mn (таблица 3).

Таблица 3 – Химсостав очищенной воды

Наименование	Пропущено удельных объемов	Химсостав, мг/дм ³							
		pH	Cu	Zn	Pb	Mn	Fe	н/пр	в/ва
Очищенная вода	1000	8,3-9,8	<0,0006-0,047	<0,0005-0,033	<0,0002-0,0012	0,07-0,55	<0,1-0,29	0,028-0,17	н/о-7,8
Очищенная вода	2760	8,0-8,6	0,042-0,06	<0,004-0,098	0,003-0,0081	<0,01-0,07	0,04-0,17	0,016-0,28	н/о-2,0
	НДС	6,5-8,5	0,1	0,1	0,01	0,1	0,5	0,3	20,0

После пропускания 1000 удельных объемов сорбента очистка проходила до требований НДС по всем элементам.

Начало очистки дренажной воды от Mn связано с накоплением в зернах сорбента гидроксидов металлов, в том числе гидроксида Fe (III), на котором далее проходит сорбция Mn.

Установка II ступени доочистки с использованием фильтровальной загрузки КФГМ-7 позволяет с начала фильтроцикла достигнуть установленных требований НДС по содержанию Mn в очищенной воде.

Продолжительность фильтроцикла сорбционного фильтра, загруженного сорбентом КФГМ-7, составила более 3000 удельных объемов сорбента. В настоящее время опытно-промышленная установка продолжает свою работу.

Таким образом, результаты исследований в лабораторных и промышленных условиях показали высокую эффективность очистки загрязненных вод с использованием природного сорбента. Применение таких сорбентов является перспективным методом очистки.

ФАЗОВЫЙ СОСТАВ И ТЕРМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА АНОДНОГО ОСАДКА ЭЛЕКТРОЭКСТРАКЦИИ СЕРЕБРА

А.Б. Лебедь, Р.И. Гуляева, Г.И. Мальцев

e-mail: mgi@elem.ru. Россия, г. Верхняя Пышма,
Открытое акционерное общество «Уралэлектромедь»

В технологии аффинажа при электроэкстракции серебра из азотнокислого электролита на аноде образуется осадок. Имеющиеся в литературе данные о фазовом составе осадка относятся к лабораторным образцам. Нами проведен анализ фазового состава и термических свойств промышленного образца анодного осадка.

Фазовый анализ образца выполнен на рентгеновском дифрактометре SHIMADZU XRD 7000 (Cu K α -излучение, графитовый монохроматор). Исследование термических свойств материала проведено с использованием прибора синхронного термогравиметрического и калориметрического анализа NETZSCH STA 449C Jupiter.

Состав газов, выделяющихся при нагреве материалов, определен на сопряженном с термоанализатором квадрупольном масс-спектрометре QMS 403 C Aeolos в реальном времени в режиме заданных массовых чисел. Нагрев образца осуществлен с постоянной скоростью (10 °C/мин) до 600 °C в токе аргона (30 мл/мин) в тиглях для дифференциально-сканирующей калориметрии (ДСК) и на воздухе (50 мл/мин) в тиглях для дифференциально-термического анализа (ДТА) из оксида алюминия с крышечками, имеющими отверстия. Массы осадка составляли 30,31 (ДСК) и 68,71 мг (ДТА).

Результаты рентгенофазового анализа показали (рисунок 1), что анодный осадок от электроэкстракции серебра из азотнокислого электролита состоит из соединения Ag(NO₃)(Ag₆O₈) (ICDD 01-071-0904). Кроме этого в образце имеется незначительное количество оксида серебра Ag₂O₂ (ICDD 00-051-0945).

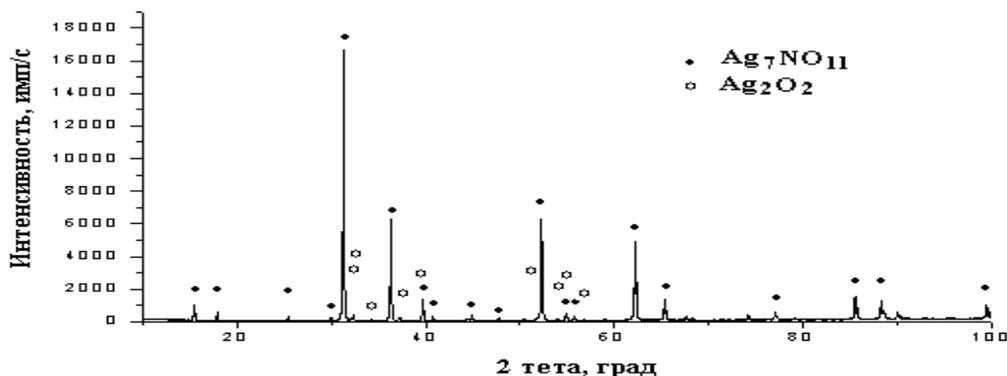


Рисунок 1 - Дифрактограмма образца осадка от электроэкстракции серебра из азотнокислого электролита

Термическим анализом осадка при нагреве в токе аргона (рисунок 2), начиная с температуры около 95 °C, установлено ступенчатое изменение массы (ТГ).

Первая ступень, составляющая убыль массы в размере 8,26 % от исходной навески, протекает до 292 °C. При этом на кривой скорости массы (ДТГ) выявлены три минимума при температурах, °C: 124, 134, 158.

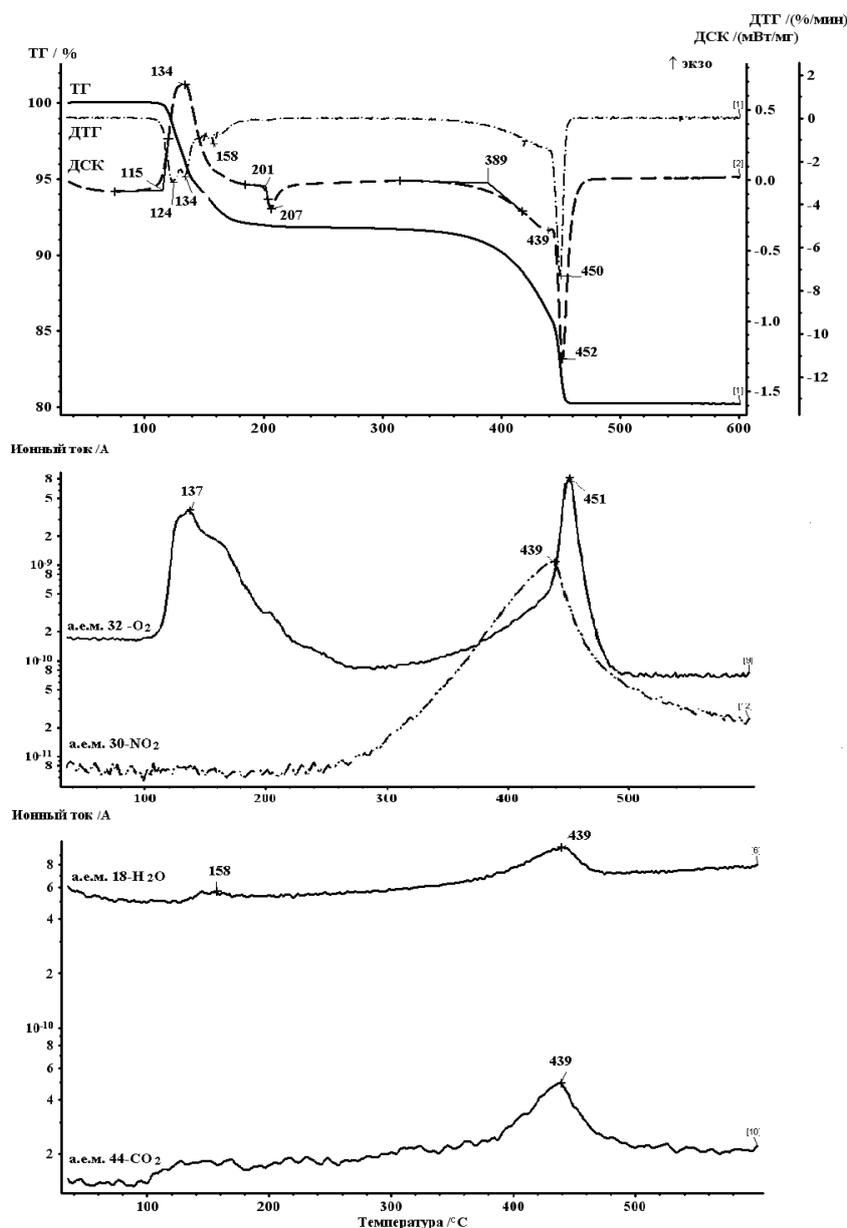


Рисунок 2 - Результаты термического анализа осадка от электроэкстракции серебра из азотнокислого электролита при нагреве в токе аргона и данные масс-спектрометрического анализа отходящих газов

Убыль массы образца на второй ступени составила 11,55 % (600 °С), что обусловило присутствие минимума на кривой ДТГ при 450 °С. Изменения массы сопровождаются на кривой теплового потока (ДСК) образованием совмещенных экзотермических (начало/максимум при 115/134 °С) и эндотермических эффектов (389/439/452 °С).

Процесс с эндотермическим эффектом при 201/207 °С не вызывает значительного изменения массы.

Анализ отходящих газов при нагреве осадка в токе аргона показал значительное выделение кислорода на стадиях интенсивного изменения массы с максимумами зна-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

чений ионного тока с атомной единицей массы (а.е.м.), равной 32, при 137 и 451 °С. Наряду с этим, при нагреве образца выше 250 °С наблюдается повышение уровня ионных токов с а.е.м. 30 и 46, характерных для NO₂, максимум которых достигается при 439 °С.

Анализ полученных данных свидетельствует о том, что при нагреве осадка от электроэкстракции серебра из азотнокислого электролита основное его соединение Ag(NO₃)(Ag₆O₈) в интервале температур 95-290 °С разлагается со стадийным выделением кислорода и образованием AgO и Ag(NO₃).

Эндотермический эффект при 201/207 °С, по-видимому, обусловлен плавлением фазы Ag(NO₃), разложение которой на AgO и O₂ наблюдается в области 250-500 °С. В то же время образовавшийся оксид серебра AgO распадается на серебро и кислород.

Появление в газах небольших количеств H₂O и CO₂ можно пояснить их возможным растворением в осадке при контакте с воздухом.

Замена газовой среды на воздух в эксперименте практически не влияет на поведение осадка при нагреве. Можно отметить, в этом случае, лишь небольшое (~10 °С) повышение температуры максимума распада Ag(NO₃), что, вероятно, является следствием увеличения навески осадка.

Таким образом, фазовый состав осадка от электроэкстракции серебра из азотнокислого электролита представлен, в основном, соединением оксинитрата серебра Ag(NO₃)(Ag₆O₈), наряду с незначительным количеством пероксида серебра Ag₂O₂. При нагреве осадка до 600 °С происходит двухстадийное разложение с выделением по стадиям: на первой – кислорода, на второй - дополнительно диоксида азота.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ГЛИНОЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Е.Г. Лихникевич, С.И. Ануфриева, Ю.А. Лайнер, Ю.Н. Лосев*

e-mail: chimtech@vims-geo.ru, Россия, г. Москва,

Федеральное государственное унитарное предприятие Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского

*Учреждение Российской академии наук Институт металлургии и материаловедения им.А.А. Байкова РАН

Проблема сырьевой базы глиноземной и алюминиевой промышленности находится в центре внимания стран с развитой алюминиевой промышленностью (США, Россия, Канада и др.), но обладающих ограниченными запасами высококачественных бокситовых руд. Эта проблема далека от разрешения и остается актуальной в настоящее время, особенно для России, которая обеспечена собственным сырьем (бокситовыми и глиноземом) приблизительно на 35-40%, что создает серьезную угрозу стратегической безопасности страны.

В настоящее время основная часть глинозема производится по способу Байера, в основе которого лежит получение глинозема из бокситов выщелачиванием их оборотными алюминатно-щелочными растворами, отделении красного шлама и разложении насыщенных алюминием алюминатных растворов при перемешивании с затравкой – свежесажженным гидроксидом алюминия.

В структуре себестоимости глинозема по этому способу основные затраты падают на сырье (40-50%), тепловую энергию (12-15%) и электроэнергию (9-10%). Одним из наиболее энергозатратных переделов по этому способу является автоклавное выщелачивание. Очевидно, что совершенствование аппаратурной и тепловой схем, а также интенсификации автоклавного выщелачивания бокситов могут привести к снижению себестоимости глинозема, главным образом, за счет снижения тепло- и энергозатрат в производстве.

С целью снижения потерь щелочи и глинозема в шихту для автоклавного выщелачивания можно вводить добавки извести (CaO) и проводить предварительную выдержку боксита в оборотном растворе перед автоклавным выщелачиванием с добавкой извести. Исследования проводились с бокситами, состава, %: 48,2 Al₂O₃; 15,7 Fe₂O₃; 4,76 SiO₂; 1,68 TiO₂; 0,033 CaO, 0,083 MgO; 0,035 MnO. Алюминий в боксите представлен в основном минералом гиббситом (Al(OH)₃), подавляющее количество железа связано с гетитом, который негативно сказывается на процессах промывки и отстаивания красных шламов из-за своей гидрофобности, приводя к набуханию шлама при промывке и замедлению его осаждения.

Максимальная степень извлечения Al₂O₃ в раствор (88,1-88,2%) достигается при добавке к бокситу извести от 1,5 до 1,8%. Количество щелочи в шламах с повышением добавок CaO постепенно снижается с 5,8 до 3,28%.

Механизм взаимодействия, протекающий в присутствии CaO, можно представить следующим образом. На этапе выщелачивания бокситовой пульпы происходит частичное разложение гидрогранатов, и образующийся гидроксид кальция оказывает каталитическое воздействие на разложение глиноземсодержащих минералов с образованием промежуточных метастабильных кальцийсодержащих соединений. При этом происходит также превращение минерала гетита в гематит, что улучшает седиментационные свойства красных шламов, приводя к ускорению их отстаивания.

Результаты влияния продолжительности выдержки боксита при 95°C, перед автоклавным выщелачиванием, в алюминатно-щелочном (оборотном) растворе, содержащем 185 г/л Na₂O_к, 31 г/л Na₂O_{кб} и 115 г/л Al₂O₃, с постоянной добавкой оксида кальция – 1,8% на соотношение Na₂O/SiO₂ в красном шламе после выщелачивания представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Влияние продолжительности выдержки пульпы перед выщелачиванием на соотношение Na₂O/SiO₂ в красном шламе после автоклавного выщелачивания

Время выдержки, час	Добавка CaO, %	Раствор для выдержки	Содержание в красном шламе, %				Извлечение Al ₂ O ₃ , %	Отгошение Na ₂ O/SiO ₂
			Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Na ₂ O		
0	0	исходный	17,80	46,1	8,7	6,01	87,40	0,690
1	1,8	оборотный	16,15	50,7	9,6	5,81	89,65	0,605
2	1,8		16,45	51,0	9,6	5,59	89,49	0,583
4	1,8		16,40	51,8	9,9	5,46	89,79	0,553
6	1,8		16,40	51,9	9,8	5,40	89,76	0,549

Положительное влияние выдержки пульпы заключается в том, что при взаимодействии щелочи с оксидом кремния или алюмосиликатом боксита при температуре 95-100°C в первую очередь образуются хорошо растворимые и химически более ак-

тивные разновидности гидроалюмосиликатов натрия, которые, как показали исследования взаимодействуют с известью более энергично и глубоко, чем высокотемпературные, причем продукты взаимодействия остаются неизменными и при температуре последующего выщелачивания.

Таким образом, оптимальным количеством вводимой извести является 1,8% CaO, что позволяет иметь достаточно высокое извлечение оксида алюминия в раствор (более 88%) и относительно низкое содержание щелочи в красном шламе (5,4%). Уменьшение потерь щелочи со шламом с сохранением высокой степени извлечения оксида алюминия достигается путем выдержки боксита в оборотном растворе перед автоклавным выщелачиванием при 95-100°C в течение четырех часов с 1,8% извести.

ПОЛУЧЕНИЕ ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННОГО МАТЕРИАЛА ИЗ КРЕМНЕЗЕМСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУДНОГО СЫРЬЯ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА

Н.К. Манакова, О.В. Суворова

e-mail: suvorova@chemy.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН

Введение новых, более жестких, нормативов по теплозащите ограждающих конструкций вызвало необходимость радикального пересмотра принципов проектирования и строительства зданий. Применяемые традиционные для России строительные материалы не всегда удовлетворяют современным требованиям строительства по плотности, прочности, простоте изготовления, экологичности. Кроме того, многие материалы отличаются высокой стоимостью.

При планируемой переработке различных видов природного и техногенного сырья, в том числе в процессах гидрометаллургического извлечения металлов из шлаков и комплексной переработки щелочных алюмосиликатов, предполагается образование больших объемов кремнеземсодержащих продуктов. Потенциальными потребителями этих продуктов могут быть различные отрасли промышленности. С учетом огромных объемов кремнеземсодержащих отходов реальным их потребителем может быть строительная отрасль, как наиболее материалоемкая. Одним из перспективных направлений применения кремнезема является получение теплоизоляционных материалов. Потребность в строительных материалах, обеспечивающих снижение теплопотерь через ограждающие конструкции, продиктована удорожанием энергоресурсов и как следствие этого возросшими требованиями к теплозащите промышленных и гражданских зданий.

Рядом авторов установлена возможность получения пористых особо легких заполнителей для бетонов и зернистых теплоизоляционных материалов для промышленного и гражданского строительства на основе жидкостекольной композиции из микрокремнезема с высоким содержанием SiO₂ (до 93 мас. %). Используемая технология позволяет организовать малоэнергоёмкое производство гранулированного утеплителя.

Для проведения исследований нами использовались кремнеземсодержащий продукт кислотной переработки нефелина ОАО «Апатит», отходы обогащения апатито-нефелиновой руды (apatито-нефелиновые хвосты, АНХ), гидроксид натрия и добавки: двууглекислый аммоний (в качестве разрыхлителя), золошлаковая смесь Апатитской ТЭЦ (ЗШС) и вода. Химический состав сырьевых компонентов представлен в таблице 1.

Натриевое жидкое стекло из микрокремнезема, используемое для зернистых теплоизоляционных материалов, может быть представлено в виде системы $\text{Na}_2\text{O} - \text{SiO}_2 - \text{H}_2\text{O}$.

Многообразие возможных состояний данной системы создает предпосылки для регулирования свойств натриевого жидкого стекла и показателей качества теплоизоляционных материалов, получаемых на его основе, путем введения добавок в процессе производства. В литературных источниках показана целесообразность использования алюмосиликатных добавок. В качестве такой добавки нами была выбрана золошлаковая смесь Апатитской ТЭЦ.

Таблица 1 - Химический состав исходного сырья

Компоненты	Содержание оксидов, мас. %											
	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	TiO ₂	P ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	CO ₂	SO ₃
Кремнеземсодержащий продукт	93.04	0.88	-	0.74	0.76	-	0.98	-	-	1.2	-	-
ЗШС	52.48	2.43	2.32	17.57	13.74	1.03	1.23	0.16	1.31	1.30	3.73	0.41
АНХ	35.1	8.92	1.07	16.60	7.00	-	4.97	4.05	9.13	5.05	-	-

Смесь для получения теплоизоляционного материала включает, мас. %: кремнеземсодержащий продукт 40 - 60, гидроксид натрия концентрацией 45% - 33 - 36 (в пересчете на Na_2O), двууглекислый аммоний – 1.5, золошлаковая смесь – 2.5 - 4%. Соотношение твердой фазы к жидкой 1:(0.60-0.90). С целью снижения себестоимости готового продукта рассмотрена возможность замены части гидроксида натрия на более дешевый щелочной компонент - отходы обогащения апатито-нефелиновых руд.

Способ получения гранулированного пористого материала предусматривает несколько стадий. Из кремнеземсодержащего продукта, водного раствора гидроксида натрия и модифицирующих добавок готовится суспензия. Путем гидротермальной обработки суспензии при температуре 90°C в течение 20-25 минут готовится высокомолекулярное жидкое стекло, которое подвергают гранулированию. Полученные сырцовые гранулы после предварительной сушки термообработывают в интервале температур 250 - 500°C в зависимости от состава смеси в течение 30 минут.

Основные характеристики полученного при оптимальных режимах технологического процесса пористого зернистого материала приведены в таблице 2. Для сравнения в таблице приведены свойства некоторых пористых гранулированных теплоизоляционных материалов.

Известно, что расход модифицирующих добавок назначается в зависимости от требуемых параметров качества зернистых теплоизоляционных материалов. Установлено, что введение в смесь для получения теплоизоляционного материала добавки в виде золошлаковой смеси в количестве до 20 % позволяет повысить прочность гранул в 2-3 раза по сравнению с гранулами с минимальным количеством добавки (2.5-4%).

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 2 - Технические характеристики теплоизоляционных зернистых материалов

Показатели	Теплоизоляционный материал		
	1	2	3
Насыпная плотность, г/см ³	0.21	0.37 - 0.45	0.85 - 1.20
Средняя плотность зерен, г/см ³	0.15 - 0.24	0.63 - 0.66	
Истинная плотность, г/см ³	2.68	2.56	
Объем межзерновых пустот, %	44	39.4 - 46.0	
Пористость, %	85.83	74.3 - 77.0	83 - 90
Коэффициент теплопроводн. в засыпке, Вт/м °С	0.075 - 0.08	0.100 - 0.112	0.07 - 0.067
Водопоглощение, %	11.97	5.28 - 9.24	6 - 8
Прочность при сдавливании в цилиндре, МПа	0.8 - 1.3	0.90 - 1.1	0.5 - 1
Морозостойкость (потери массы после 15 циклов, мас. %)	5	0,004 - 0,01	2.5 - 3

Примечание: 1 - кремнеземсодержащий продукт кислотной переработки нефелина ОАО «Апатит»; 2 –вспучивающиеся сланцы проявлений Кольского полуострова; 3 – микрокремнеземсодержащие отходы производства кристаллического кремния на Братском алюминиевом заводе

Таким образом, в результате проведенных исследований установлена возможность получения гранулированного теплоизоляционного материала на основе кремнеземсодержащих отходов переработки рудного сырья. Полученный материал может найти применение в качестве сыпучего теплоизоляционного стенового материала, утеплителя чердачных перекрытий и кровель, заполнителя конструкционно-теплоизоляционных изделий для изоляции трубопроводов и ограждающих конструкций зданий, а также может быть использован как термоизолирующий слой в дорожной одежде.

ОСНОВНЫЕ ЭТАПЫ РАЗРАБОТКИ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА НА ДОФ ОАО «ОЛКОН»

А.С. Опалев, В.В Бирюков, А.Н. Дмитриенко, А.В. Щербаков**

e-mail: opalevAS@rambler.ru, birukov@goi.kolasc.net.ru, Россия, г.Апатиты

Учреждение Российской академии наук Горный институт Кольского научного центра
Российской академии наук (УРАН ГоИ КНЦ РАН)

*e-mail: andmitrienko@olcon.ru, avscherbakov@olcon.ru, Россия, г.Оленегорск

Открытое акционерное общество «ОЛКОН» (ОАО «ОЛКОН»)

В настоящее время на дробильно-обогажительной фабрике ОАО «ОЛКОН» перерабатываются руды, добываемые открытым способом в карьерах: Оленегорском, Кировогорском, XV лет Октября, Комсомольском, Куркенпахк, и подземным способом на Оленегорском руднике. В связи с различными вещественными составами добываемых руд обогажительный передел осуществляется по двум технологическим схемам: пере-

работка тонковкрапленных магнетитовых руд предусматривает двухстадийную схему измельчения и магнитной сепарации (с участком дообогащения), а магнетитогематитовые руды обогащаются по комбинированной магнитно-гравитационной технологии.

Технология переработки тонковкрапленных магнетитсодержащих руд на ДОФ ОАО «ОЛКОН» имеет типовое построение и базируется на стадийном выводе из процесса хвостов с последующей переработкой рудной смеси в последующей стадии измельчения в замкнутом цикле с классифицирующим оборудованием и магнитной сепарации.

Общим недостатком таких технологий из-за несовершенства работы классифицирующего оборудования является повышенное энергопотребление по причине низкой степени раскрытия рудной фазы при совместном измельчении раскрытых рудных зерен и их сростков с порообразующими минералами. Кроме того, высокие циркуляционные нагрузки замкнутого цикла измельчения приводят к переизмельчению магнетита и, соответственно, его потерям с тонкими классами при одновременном разубоживании концентрата сростковой фракцией.

В условиях рыночной экономики, предопределяющей существенное снижение себестоимости производства, требуются новые подходы к формированию технологических схем, в основу которых прежде всего необходимо закладывать рациональное расходование энергии и ресурсов. В связи с этим инновационная политика на ДОФ ОАО «ОЛКОН» прежде всего направлена на снижение затратной составляющей производства выпускаемой продукции путем использования эффективного современного оборудования. Это означает, что новая технология должна предусматривать в каждой стадии обогащения вывод из процесса не только отвального продукта, но и магнетитового концентрата кондиционного качества.

Анализ эффективности используемого сегодня оборудования на предприятиях отрасли показывает, что наиболее узким местом является несовершенство работы классифицирующих аппаратов.

Наиболее распространена классификация в гидроциклонах различных типов, но в целом эффективность их работы, как правило, не превышает 35-50% по готовому классу, что предопределяет увеличение фронта измельчения на 75-120% по сравнению с необходимым теоретически.

Вместе с тем в настоящее время уже имеется положительный опыт от применения операции тонкого грохочения на ряде предприятий: ОАО «Карельский Окатыш», ОАО «Соколовско-Сорбайское ГПО, ОАО «Ковдорский ГОК» и других. Учитывая этот факт, ОАО «ОЛКОН» приняло решение об использовании оборудования для операции тонкого грохочения «Stack Sizer™» фирмы Derric Corporation как первый шаг по разработке энергоресурсосберегающей технологии.

Монтаж первой партии грохотов планируется начать уже осенью 2011 года на 9-ой технологической секции ДОФ, проведены технологические исследования по определению эффективности классификации с применением тонкого грохочения различных продуктов технологической схемы 9-ой секции.

Проведенные работы показали очень высокую эффективность классификации по подрешетному продукту, достигающую 95-98%, и эти результаты легли в основу технических характеристик первой партии поставляемого оборудования.

Для окончательного определения места установки грохотов в технологической

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

цепочке 9-ой секции ДОФ ведутся исследовательские работы в соответствии с блок-схемой, представленной на рисунок 1.

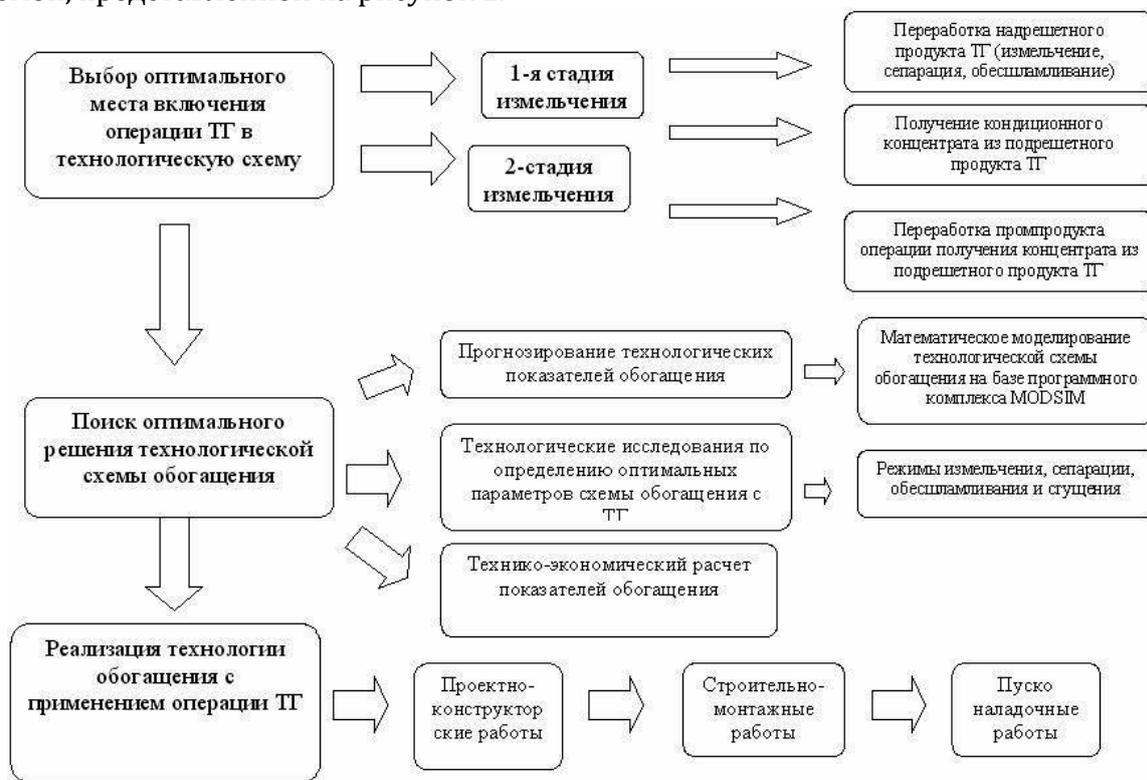


Рисунок 1. Блок-схема организации работ по внедрению тонкого грохочения

Вместе с тем, применение операции тонкого грохочения в технологии переработки тонковкрапленных железистых кварцитов на ДОФ ОАО «ОЛКО», как отмечалось выше, является только первым этапом по разработке новой технологии.

Как показывает мировая практика, для окончательного формирования технологической схемы, позволяющей максимально эффективно использовать операцию тонкого грохочения, необходимо применять комбинацию ее с другим классифицирующим оборудованием. Например, для достижения реального снижения циркуляционной нагрузки в замкнутых циклах до 100% и уменьшения фронта измельчения на 40%,

Национальная сталеплавильная компания США (NSPC) применила комбинированную схему классификации с использованием гидроциклонов и тонких грохотов во второй стадии измельчения (Миннесота, 1997). Однако, при получении заметного экономического эффекта задача стадийного вывода готового концентрата со второй стадии не была решена.

Многочисленными исследованиями вещественного и минералогического состава различных продуктов обогатительных фабрик, перерабатывающих тонковкрапленные магнетитовые руды, показано, что промпродукты любой стадии обогащения содержат раскрытые зерна магнетита и его сростки с порообразующими минералами.

Разделение таких минеральных комплексов из-за близости их физических свойств требует применения высокоселективных методов обогащения, одним из ко-

торых является магнитно-гравитационная сепарация. МГ-сепарация осуществляется в сепарационном объеме заданной конфигурации, расположенной в зоне действия однородного магнитного поля интенсивностью от 4 до 16 кА/м и закрученного восходящего водного потока с вертикальной составляющей скорости в пределах $(0,8-2,0) \cdot 10^{-2}$ м/с.

На рисунок 2 представлена микрофотография сростковой фракции, выделенная МГ-сепарацией из промпродукта первой стадии обогащения ДОФ ОАО «ОЛКОН».

Многолетними исследованиями Горного института КНЦ РАН показано, что применение магнитно-гравитационного разделения в технологии получения магнетитсодержащих концентратов в комбинации с тонким грохочением позволяет уже в начальных стадиях обогащения технологических схем выводить из процесса готовый концентрат требуемого качества за счет высокой эффективности МГ-сепарации при разделении узкоклассифицированных продуктов, каковым является подрешетный продукт операции тонкого грохочения.

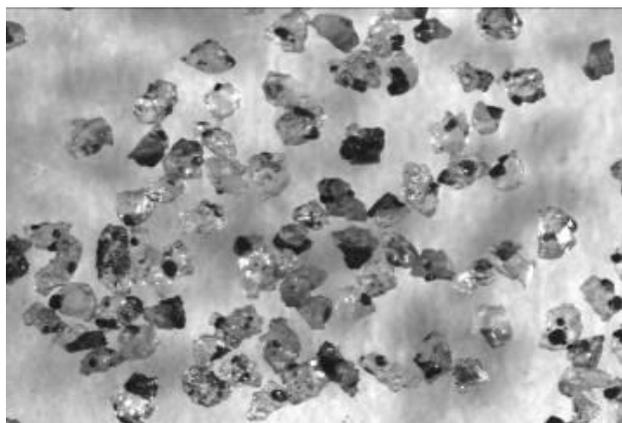


Рисунок 2. Микрофотография сростковой фракции

Разработанные в институте конструкции промышленных аппаратов, снабженные системой автоматической разгрузки концентрата, эффективно работали в условиях Заполярья на АО «Сюдварангер» (г.Киркинес, Норвегия) в цикле получения крупозернистого железного концентрата, служившего основой для выпуска суперконцентратов с удельной поверхностью всего 500 кв.см/г, применяемого для производства высококачественных ферритов.

На ДОФ ОАО «ОЛКОН» сегодня находятся в эксплуатации более 20 магнитно-гравитационных сепараторов марки ЭМС-150, внедренных еще в 70-80 годах прошлого века совместными усилиями Оленегорского ГОКа (ныне ОАО «ОЛКОН») и Горного института КФАН (ныне КНЦ РАН).

Модернизация устаревших конструктивных элементов корпусов сепараторов и оснащение их автоматикой, выполненной на современной элементной базе, с целью создания высокоэффективной стадии МГ-сепарации на ДОФ ОАО «ОЛКОН», может стать вторым этапом по разработке энергоресурсосберегающей технологии, основанной на стадийном выводе готового концентрата и отвального продукта в каждой стадии обогащения.

Таким образом, поэтапная разработка новой технологии переработки магнетитовых кварцитов на ДОФ ОАО «ОЛКОН», обеспечивающей максимальную экономию энергии и ресурсов на базе рационального распределения рудных массопотоков за счет применения комбинации высокоэффективного современного обогатительного оборудования, является инновационным проектом и направлена на создание в нашей стране экономики мирового уровня.

ПЕРЕРАБОТКА КРАСНОГО ШЛАМА ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТХОДЯЩИХ ГАЗОВ ПЕЧЕЙ СПЕКАНИЯ*

С.П. Яценко, И.Н. Пягай, Л.А. Пасечник, В.М. Скачков

e-mail: Yatsenko@ihim.uran.ru, Россия, Екатеринбург,

Институт химии твердого тела Уральского отделения Российской академии наук

Переработка боксита на глинозем приводит к образованию огромных количеств красного шлама – более 1 млн. тонн в год на каждом алюминиевом заводе Урала. Из глиноземного цеха завода этот шлам в виде пульпы с Т : Ж ~ 1 : 5 поступает на шламохранилища. Создание и поддержание шламохранилища удорожает стоимость глинозема, ухудшает среду обитания и угрожает трагическими последствиями. В Венгрии 4 октября 2010 года на заводе Айка (Ajkaí Timfoldgyar) произошел прорыв дамбы хранилища, из него вытекло этого отхода около 1.7 млн. м³. Красный шлам покрыл площадь загрязнения около 40 км² и в ближайших поселках были затоплены 400 жилых домов. Глубина токсичной грязи достигла двух метров. Погибло 10 человек, около 150 получили травмы, эвакуировано было около 8 тыс. человек. Пульпа красного шлама это – сильно щелочная среда с pH > 12, содержащая наряду с оксидами железа, алюминия, кремния, кальция еще и значительное количество редких элементов: титан, цирконий, лантаноиды, скандий, иттрий, а также токсичные вещества: соединения мышьяка, хрома, ванадия и радиоактивные элементы: уран, торий и продукты их распада. Даже и без разлива пульпы красного шлама на окружающие территории, при хранении его в специально оборудованных площадках в виде усеченных пирамид высотой 25-30 метров, со временем происходит фильтрация жидкой фазы с проникновением в водоносные слои. Это проникновение обусловлено как высокой щелочностью – 5-8 кг едкой щелочи на м³, так и воздействием летних нагревов, солнечной радиации, бактериальных микроорганизмов, грунтовых подвижек и других факторов. Например, в пробах воды из канала в окрестностях шламохранилища завода Айка был обнаружен мышьяк с уровнем концентрации в 25 раз превышающем предельно допустимую норму ЕС для питьевой воды. Следовательно, грунтовые воды вблизи шламохранилищ находятся под угрозой загрязнения.

В то же время в этих отходах содержится много ценных компонентов, которые могут быть эффективно извлечены с полной переработкой шлама по комплексной блочной технологии Института ХТТ УрО РАН.

Экологичным решением является карбонизация пульпы КШ, позволяющая комплексовать и переводить в раствор скандий, а также титан, цирконий и обеднить шлам по натрию. Последний, как известно, мешает металлургической переработке шлама в связи с сильным воздействием на футеровку печей. Со шламом на каждом глиноземном заводе «миллионнике» ежегодно уходит в отвалы более 150 т скандия¹.

Извлечение части содержащихся в КШ скандия, титана и циркония возможно

* Работа выполнена при поддержке Президиума РАН и РФФИ, грант №10-03-96039-р_Урал_a

¹ Yatsenko S.P., Pyadai I.N. Red Mud Pulp Carbonization with Scandium Extraction during Alumina Production. Theoretical Foundations of Chemical Engineering. 2010, v. 44, №4, p.563-568

осуществить обработкой пульпы отходящими газами печей спекания боксита с содой, кальцинации глинозема или извести. Преимуществом такой технологии является поглощение значительного количества углекислого газа, а также оксидов серы (~0.02%) и азота (~0.004%) из отходящих газов глиноземного производства. Для кальцинации 1 млн. тонн гидроксида алюминия в год, а также прокаливания потребной для технологии извести, выбросы в атмосферу углекислого газа составляют не менее 600 тыс. тонн. Карбонизация пульпы КШ позволяет также снизить токсичность шламовых полей путем снижения рН жидкой фазы с переводом щелочно-карбонатной составляющей в карбонатно-гидрокарбонатную (рН~8.0).

В промышленных аппаратах испытаны реактивная и газовая карбонизация пульпы. В результате карбонизации адсорбированные на поверхности частицы шлама соединений скандия, титана и циркония, а также натрия комплексуются и переходят в раствор. По созданной в Институте технологии эти металлы накапливаются в обрабатываемых для обработки шлама растворах до приемлемых концентраций, в том числе по оксиду скандия 35-50 г/м³. По сравнению с продуктивными растворами подземного выщелачивания урановых руд, содержащих 0.2-0.5 г/м³ или 5-12 г Sc на кг извлеченного урана, получаемые по бескислотной технологии растворы богаче по скандию в 100 раз. Такая концентрация существенно облегчает дальнейшую переработку содовых растворов. Например, последующий двухстадийный гидролиз позволяет отделить основную часть соединений титана, циркония, железа, кремния от скандиевой составляющей².

Обработка всего шлама, идущего с потока на шламовое поле на глиноземном заводе «миллионнике», позволяет получать многие тонны оксида скандия ежегодно и существенно улучшить экологию окружающего пространства за счет снижения рН шламовых полей и улавливаемых отходящих газов производства.

Оксиды и гидроксиды железа, как и алюмосиликаты, глинозем и кремнезем визуально под микроскопом неотличимы друг от друга, так как оптические свойства этих минералов схожи, а размеры зерен минералов менее 20 мкм. Среди крупных различных выделений минералов присутствуют гематит ~ 20% и магнетит ~ 3% от общей массы пробы. Максимальный размер различных зерен 0.13 мм, а в среднем 50-70 мкм. Минералы образуют нестабильные флоккулы, имеющие вид плотных зерен, которые могут разрушаться и создаваться под влиянием внешних факторов. При сепарации в слабом магнитном поле (до 0.18 Тл) выход магнитного концентрата (Fe₂O₃ – 67.8%, Al₂O₃ – 6.05%, CaO – 7.32%, SiO₂ – 4.98%, TiO₂ – 2.86%) невелик ввиду низкого содержания магнетита. В хвостах при этой сепарации установлено значительное количество гематита и гидроксидов железа. В сильном магнитном поле флоккулы, образуемые гематитом и гидроксидом железа совместно с алюмосиликатами, глиноземом и кремнеземом, могут затруднить получение богатого железного концентрата с более высоким выходом. Тесная химическая связь и близкие физические свойства оксидов алюминия и кремния делают проблематичным разделение магнитной сепарацией.

Для обогащения боксита и красного шлама была проведена обработка жидкоте-

² Сабирзянов Н.А., Яценко С.П. Гидрохимические способы комплексной переработки боксита. Екатеринбург: УрО РАН, 2006. – 386с.,
Патент РФ № 2247788 Способ получения скандия из красного шлама. Яценко С.П., Сабирзянов Н.А., Пасечник Л.А. и др. Опубл. 10.03.2005. Бюл. №7

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

кущих сред с помощью устройств гидроударного действия. Эти установки в отличие от известных мелящих тел в шаровых мельницах представляют систему каналов различного сечения внутри рабочих колес насосов, подбор геометрических параметров которых позволяет добиться необходимого для разрушения материалов пульсирующего давления. Кавитационная обработка пульпы существенно повышает при последующей магнитной сепарации выход железооксидного концентрата. Разрушение флокулы коллоидных частиц облегчает зернам гематита в сильном магнитном поле (1.2-1.4 Тл) поступать в железооксидный концентрат. Этот концентрат может быть переработан по карботермическому способу: Восстановительный обжиг (кокстик, известняк); плавка (чугун, шлак); измельчение шлака и выщелачивание его содовым раствором (алюминатный раствор, белитовый шлам).

Выделенный после сепарации исходного красного шлама немагнитный продукт с выходом около 50% может быть использован в цементной промышленности. В Институте ХТТ УрО РАН ведутся исследования показавшие перспективность использования в строительстве этого полупродукта. В отличие от известных работ, в которых добавки автоклавного бокситового шлама в портландцемент допускаются в количестве 15-20% и даже 20-30% без значительной потери прочности, в наших исследованиях установлены другие условия ведения технологии, при которых достаточно высокая прочность (до 10-11 МПа) достигается при небольших процентах введения связующего в КШ. В результате как немагнитная фракция, так и исходный КШ могут использоваться как компонент конструкционных материалов не только для покрытия дорог, взлетных полос аэродромов, дамб, строительных фундаментов, но и для производства кирпича, черепицы, стеновых блоков и т.п.

Важным вкладом наших работ в применении фракции шлама глиноземного производства является бескислотная обработка КШ позволяющая снизить содержание Na_2O в продукте до величины 0.4-0.6%. В результате при использовании изделий в строительстве поверхности блоков не будут «запотевать», что важно для жилищного строительства. В части содержания щелочей в гидравлической добавке к портландцементу имеются данные, что необходимо снижение их содержания до 2.0-2.5%. Однако более важным требованием по химическому составу шламовой добавки к цементу является обеспечение требования к уровню водорастворимых щелочей (0.5%)³. Другим обстоятельством сдерживающим применение КШ в жилищном строительстве иногда может явиться повышенная радиоактивность исходного боксита и соответственно шлама, что характерно для некоторых месторождений. Радиоактивность отвального КШ из шламового поля (смешанный шлам от ветвей Байера и спекания) 10^{-9} кюри/кг: Th^{222} – 4.98, Ra^{226} – 4.7, K^{40} – 0.477, U^{238} – 0.15. Содержание урана и тория, определенные с помощью масс-спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой на оборудовании «Спектротомас-2000», установлено равным соответственно, мас.‰: $23 \cdot 10^{-4}$ и $39 \cdot 10^{-4}$. По разработанной в ИХТТ УрО РАН блочной технологии с извлечением скандиевого концентрата по содощелочной технологии возможно снизить содержание радиоактивных компонентов в КШ и вывести их в отдельный концентрат совместно с соединениями титана, циркония и железа.

³ Шморгуненко Н.С., Корнеев В.И. Комплексная переработка и использование отвальных шламов глиноземного производства. М.: Металлургия. 1982, -128с.

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ШЛАКИ НА ВТОРИЧНЫЙ ПЕРЕДЕЛ

Д.С. Потапов, С.С. Потапов

e-mail: spot@ilmeny.ac.ru, Россия, г. Миасс,
Институт минералогии УрО РАН

Из всего многообразия техногенных образований, получаемых в процессе металлургического передела и производства металлов и сплавов, основной объем составляют шлаковые отвалы.

В России в шлаковых отвалах накоплено 800 млн. т. шлаков черной и цветной металлургии. Ежегодно образуется более 95 млн. т. шлаков в т. ч. около 79 млн. т. шлаков доменного, сталеплавильного, литейного и ферросплавного производств. Площади, занятые отвалами, превышают 2.2 тыс.га. Транспортировка шлаков в отвалы и содержание отвалов обходится металлургической промышленности в десятки млн. руб. в год. Находясь в городской черте, вблизи металлургических заводов, они нарушают ландшафт и отчуждают земельные угодья, негативно воздействуют на окружающую природную среду, ухудшают экологическую обстановку (Шадрунова И. В. и др., 2008).

Шлаки имеют множество ценных качеств, но при этом очень долго пробивали путь к их широкому практическому применению. На сегодняшний момент известны два наиболее распространенных способа применения металлургических шлаков:

- 1) строительная промышленность,
- 2) вторичный передел.

Несмотря на универсальность металлургических шлаков, определить области их применения можно и нужно исходя из природы шлаковых расплавов. Только тогда ценные свойства шлаков будут полностью использованы

Производство строительных материалов.

Наиболее широко шлаки применяют в строительной промышленности, т.е. шлаки используют как сырье для производства стройматериалов. При оценке шлаков как сырья для строительных материалов важной характеристикой их химического состава является соотношение в них основных и кислотных оксидов – модуль основности (Дворкин Л. И., Дворкин О. Л., 2007). Из всех видов металлургических шлаков в производстве строительных материалов наиболее широко применяются доменные шлаки, что обусловлено их ведущим положением в общем балансе шлаков, а также близостью их состава к цементным смесям, способностью при быстром охлаждении приобретать гидравлическую активность и др.

Высококальциевые доменные шлаки целесообразно направлять на грануляцию. На основе гранулированных шлаков можно получать различные виды высококачественных шлаковых цементов. Грануляция шлака осуществляется путем быстрого охлаждения шлакового расплава с применением механического раздробления еще жидкого или полужатвердевшего шлака. Цель грануляции не только превратить шлак в мелкозернистый материал, что облегчает его дальнейшую переработку, но и значительно повысить гидравлическую активность - это важнейшее свойство шлака как компонента шлаковых цементов.

Из доменных шлаков, менее богатых окисью кальция, изготавливают шлаковую пемзу (термозит) – легкий ячеистый наполнитель, получаемый путем вспучи-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

вания шлакового расплава (доменного) и образования пористой структуры при его быстром охлаждении; литой щебень и литые изделия – изделия которые, получают путём специальной обработкой огненно-жидких шлаковых расплавов; шлаковая вата – теплоизоляционный материал, разновидность минеральной ваты. Изготавливается из расплавов металлургических шлаков переработкой их в стекловидные волокна.

Сталеплавильные шлаки характеризуются высоким модулем основности, поэтому при их охлаждении они практически полностью кристаллизуются и почти не содержат стекла. Сталеплавильные шлаки очень прочные и обладают уникальными свойствами. Щебеночная смесь, изготовленная из сталеплавильных шлаков, применяется в строительстве дорог и дает возможность свести к минимуму появление трещин (особенно при резких перепадах температур) в основании дороги. При разрушении кусковидных материалов из сталеплавильного шлака получается мелкая фракция, которая при взаимодействии с водой омоноличивается, и покрытие делается более прочным.

Мартеновские шлаки обычно содержат включения металла (1-3 %), поэтому их не гранулируют, а сливают в отвалы. Для мартеновских шлаков характерна высокая основность, что способствует их полной кристаллизации. Основные мартеновские шлаки могут быть использованы в производстве цементов. Кислые мартеновские шлаки пригодны для производства шлаковой пемзы, литого щебня и шлаковой ваты.

Ферросплавные шлаки перерабатываются на известковую муку, щебень и шлаковый песок для строительства. Из шлаков цветной металлургии наибольшее значение для строительства имеют медеплавильные и никелевые шлаки. Отвальные медеплавильные шлаки имеют черный цвет. Они не подвержены распаду. Никелевые шлаки обладают такими же высокими показателями физико-механических свойств, как и медные. По химическому составу они относятся к кислым. Никелевые гранулированные шлаки, несмотря на стекловатое строение, практически не обладают гидравлической активностью. Шлаки цветной металлургии применяют пока в небольшом количестве при производстве цемента в качестве железистого компонента и активной минеральной добавки, а также при получении минеральной ваты и литых изделий. Потенциально шлаки цветной металлургии являются перспективной базой различных строительных материалов. Их выход в 10-25 раз превышает выход цветных металлов.

Вторичный передел.

Переработка шлаковых отвалов и извлечение из них металлических компонентов, с последующим использованием их в качестве вторичного сырья, является одной из важных проблем в металлургии. Во-первых, металл, полученный из металлургического шлака, дешевле металла, полученного из руды в результате ряда металлургических переделов. Во-вторых, оставшийся после извлечения металлов шлак также может быть полезно утилизирован, например, для изготовления тех же строительных материалов (Комаров и др., 2000).

Выход шлаков в цветной металлургии очень велик, при переработке бедных руд – до 100-120 т на 1 т извлечённого металла.

Как известно, металл в шлаке преимущественно находится в виде так называемых «корольков», т. е. частиц металла, заключенных в неметаллическую оболочку

ку собственно шлака. Такие шлаки с высоким содержанием «корольков» металла, в частности, шлаки производства цветных металлов (Cu, Ni), а также ферросплавов целесообразно отправлять на вторичный передел.

Накопленный к настоящему времени опыт переработки отвальных шлаков, позволяет сделать вывод, что высокой степени извлечения металлов из шлака можно достичь, используя только механические способы воздействия на шлаковый материал.

Наиболее простым и распространенным является известный способ переработки отвальных шлаков, включающий дробление до размера куска не более 150 мм, рассев по фракциям и различные виды сепараций разделенных фракций.

В заключении можно сделать вывод, что возможность применения шлаков очень велика, а также что шлаки являются не только загрязняющим окружающую среду компонентом, но и весьма полезным сырьем. Так, шлаки применяются для изготовления строительных материалов и идут на вторичный передел.

Еще одной отличительно чертой металлургических шлаков является то, что продукты, полученные из них, дешевле, чем продукты полученные из природного сырья. Так, например, шлаковый щебень в 1,5-2 раза дешевле природного и требует в 4,5 раза меньше удельных капитальных вложений.

Шлаковая пемза в 3 раза дешевле керамзита и требует в 1,5 раза меньше удельных капитальных вложений. И таких примеров большое количество. Множество технологий применения шлаков находятся на стадии развития, поэтому в науке имеется большое поле для деятельности.

КИНЕТИКА ФЛОТАЦИИ КАЛЬЦИЕВЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ КОМПЛЕКСНЫХ ШЕЕЛИТОВЫХ РУД

Л. А. Саматова, Е. Д. Шепета, Л. А. Киенко

e-mail: samatova@hq.febras.ru, Россия, г. Хабаровск

Государственное учреждение «Институт горного дела Дальневосточного отделения
Российской Академии наук» (ГУ ИГД ДВО РАН)

В связи с истощением запасов богатых руд на месторождении Восток-2 в переработку вовлекаются бедные, технологически сложные руды с низким содержанием триоксида вольфрама и повышенным содержанием кальцита. При плановом содержании в руде 0,78 % WO_3 в шихту включается руда с содержанием WO_3 1,45-0,27 %, при этом доля богатой руды составляет от 10 до 20 %. Технологическая сложность руд заключается в необходимости разделении трёх кальциевых минералов, обладающих близкими флотационными свойствами: шеелита, апатита и кальцита. Равная возможность флотироваться обеспечивается гидрофобизацией минеральной поверхности при взаимодействии химически активного катиона Ca^{2+} с анионом собирателя.

Схема обогащения комплексных шеелитовых руд предусматривает предварительное выделение сульфидных минералов, затем флотацию всей гаммы кальциевых минералов и сложные технологические приёмы для разделения кальцийсодержащих комплексов (метод Петрова: пропарка с жидким стеклом концентрацией 25-35 %, рас-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ход которого составляет от 45 до 60 кг/т продукта с последующими перечистными операциями).

Технологические параметры операций доводки шеелитовых концентратов и их эффективность обусловлены качеством получаемого черного концентрата, минеральный состав которого представлен всей гаммой кальциевых минералов (таблица 1).

Таблица 1 - Минеральный состав и качество черновых шеелитовых концентратов ПОФ

Содержание минералов, %							Содержание компонентов, %		
Шеелит	Апатит	Кальцит	Сульфиды	Пироксены	Кварц	Биотит	WO ₃	P	S
4	10	35	2	38	6	5	3,5	1,3	0,6
19	15	25	8	20	10	3	15	2,7	3,5

Анализ практики работы предприятия показывает, что получение кондиционных концентратов определяется содержанием кальцита в черновом концентрате, которое колеблется в диапазоне до 10 %.

В таблице 2 приведено извлечение основных минералов в основной шеелитовой флотации и перечистке черного концентрата.

Таблица 2 - Извлечение минералов на стадии получения черного концентрата

Минералы	Содержание,		Извлечение, %		Содержание, %		Извлечение, %	
	руда	черн. к-т	осн. к-т	черн. к-т	руда	черн. к-т	осн. к-т	черн. к-т
Шеелит	1,16	15	95,1	94,5	1,04	7,0	95,6	95,0
Апатит	0,94	10	77,2	76,2	1,3	6,1	72,1	70,7
Кальцит	4,7	25	51	50	7,9	34,5	7,3	64,2
Кварц	2	12	10,1	3,5	20	6,3	12	4,6
Пироксены	31	23	14,7	6,1	36	17,7	13,9	7,2
Биотит	7	3	9	3,5	9,9	3,5	9,1	5,2
Сульфиды	17	6,5	6,4	2,9	18,6	8,0	7,8	6,3
Выход от руды	-	-	9,56	8,06	-	-	17,13	4,63

Реагентный режим основного цикла: сода 2,0 кг/т, pH - 9,9 (до жесткости меньше 1 мг-экв/л); жидкое стекло 300-340 г/т (для бедных руд 1,0-2,0 кг/т); олеат натрия 300-200 г/т, температура основной флотации 35-46 °С; жидкое стекло в перечистку концентрата основной флотации – 200 г/т.

В перечистке имеет место высокий уровень извлечения от операции всех трёх кальциевых минералов: шеелита ~ 99 %, апатита ~ 98 %, кальцита ~ 95 %. Снижается только извлечение минералов породы, в среднем оно составляет 50-35 %. Отсюда следует, что разделение кальциевых минералов необходимо вести на стадии основного цикла. Исследования показали, что введение дополнительных перечисток приводит к существенным потерям шеелита (до 30 %).

Представляет интерес кинетика флотации минералов по операциям, что позволит регулировать в том числе и фронт флотации. В промышленных условиях проведено два покамерных опробования процесса флотации: на руде с содержанием WO₃ 0,93 % и 0,83 %, отличие в содержании CaCO₃ - 4,7 % и 7,9%; отличие в содержании WO₃ - 0,80 % и 0,58 %, при содержании CaCO₃ 5 % и 5,7 %.

Кинетика флотации минералов и влияние перечистки на качество черного

концентрата приведены в таблице 3. Анализ полученных результатов показывает, что при повышении содержания кальцита в руде с 4,7 % до 7,9 % имеет место:

- ✓ снижение качества концентрата в 1,5-2 раза по всему фронту основной флотации;
- ✓ значительный рост извлечения кальцита (17,7 %) во временной интервал 2,5-7,5 мин основной флотации, что обусловлено ростом выхода концентрата данной фракции в 2 раза (выход фракций 3-8 камеры по опробованиям составляет 6,3 % и 12,5 % соответственно). Извлечение кальцита в общий концентрат основной и контрольной флотации составляет 54,3 % и 75,9 %;
- ✓ выход концентрата контрольной флотации увеличивается в 2-3 раза; извлечение апатита сдвигается в контрольный цикл, что приводит к росту извлечения апатита в концентрат контрольной флотации на 12 %. Извлечение апатита в общий концентрат основной и контрольной флотации составляет 82,9 % и 89,6 %;
- ✓ в основном цикле в черновых концентратах степень концентрации по WO_3 составляет 11,7 и 6,6;
- ✓ после доводки черновых концентратов получены следующие конечные шеелитовые концентраты: по первому опробованию качество концентрата 49,6 % WO_3 , извлечение - 84,6 % (остаточная концентрация Na_2SiO_3 в пропарке 6,4-5,9 %); по второму – шеелитовый концентрат качеством 53,7 % WO_3 , с извлечением 88,0 % (остаточная концентрация Na_2SiO_3 в пропарке 3,6-4,0 %).

В связи с активной флотацией кальциевых минералов в интервале от 2,5 до 7,5 мин при изучении кинетики их флотуемости из руд с разным содержанием триоксида вольфрама взяты более узкие временные интервалы (таблица 4). При снижении содержания шеелита в руде с 0,84 % до 0,58 % WO_3 и некотором снижении содержания кальцита в кинетике прослеживаются следующие закономерности:

- ✓ суммарный выход концентрата основной флотации снижается на 3 % по всему фронту флотации при одном уровне содержания шеелита, апатита и кальцита по фракциям. Извлечение апатита по результатам второго опробования перераспределяется в контрольный цикл. На стадии основной шеелитовой флотации по двум опробованиям извлечение составляет:
 WO_3 - 96,4 %, P - 85,7 %, $CaCO_3$ - 64,7 %;
 WO_3 - 98,0 %, P - 78,4 %, $CaCO_3$ - 64,3 %;
- ✓ в контрольном цикле во втором случае выход увеличивается в 2,2 раза (3,28 % против 7,24 %). Здесь резко возрастает флотационная активность всей гаммы кальциевых минералов с опережающей флотацией апатита. Извлечение по опробованиям составляет:
 WO_3 - 2,4 %, P - 12,8 %, $CaCO_3$ - 16,1 %;
 WO_3 - 14,7 %, P - 28,8 %, $CaCO_3$ - 50,3 %. Для бедных руд характерен повышенный объем циркуляции промпродуктов.
- ✓ в основном цикле выделены черновые концентраты со степенью концентрации по триоксиду вольфрама 8,8 и 14,7;
- ✓ после доводки черновых концентратов получены шеелитовые концентраты: в первом опробовании - содержание WO_3 50,4 % при извлечении 87,6 % (остаточная концентрация Na_2SiO_3 в пропарке 4-4,5 %); во втором - соответственно 52,4% WO_3 и извлечение 86,2 % (остаточная концентрация Na_2SiO_3 в пропарке 3,6-4,5%).

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Таблица 3 - Кинетика флотации минералов из руд с разным содержанием CaCO₃

№ оп.	Наименование продуктов	Время флот., мин	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
				WO ₃	P	CaCO ₃	WO ₃	P	CaCO ₃
1	WO ₃ к-т 1-2 кам.	2,5	1,58	20,6	2,18	34	35,1	21,5	11,5
	WO ₃ к-т 3-8 кам.	7,5	6,47	8,46	1,19	26,7	58,9	47,1	36,1
	WO ₃ к-т 9-12 кам.	5	1,65	0,63	0,83	9,7	1,12	8,6	3,4
	Итого к-т	15	9,70	9,22	1,29	25	95,1	77,2	51,0
	WO ₃ к-т 9-12 кам.	20	4,43	0,32	0,21	3,5	1,5	5,7	3,3
	Итого к-т	35	14,13	6,37	0,95	18,3	96,7	82,9	54,3
	Черновой к-т	-	8,06	10,89	1,51	29,00	94,5	76,2	50,0
Руда	-	-	0,93	0,16	4,70	-	-	-	
2	WO ₃ к-т 1-2 кам.	2,5	1,64	14	1,63	37	27,7	12,9	8,0
	WO ₃ к-т 3-8 кам.	7,5	12,89	4,3	0,88	34	66,8	51,1	53,8
	WO ₃ к-т 9-12 кам.	5	2,61	0,35	0,6	15	1,1	8,1	5,5
	Итого к-т	15	17,14	4,63	0,9	31,0	95,6	72,1	67,3
	WO ₃ к-т 9-12 кам.	20	7,95	0,24	0,47	5,5	2,3	17,5	8,6
	Итого к-т	35	25,09	3,2	0,76	23,9	97,9	89,6	75,9
	Черновой к-т	-	14,60	5,45	1,04	34,5	95,0	70,7	64,2
Руда	-	-	0,83	0,22	7,9	-	-	-	

Таблица 4 - Кинетика флотации минералов из руд с разным содержанием WO₃

№ оп.	Наименование продуктов	Время флот., мин	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
				WO ₃	P	CaCO ₃	WO ₃	P	CaCO ₃
1	WO ₃ к-т 1 кам. осн.	1,4	1,73	14,4	3,4	30,1	29,6	18,2	9,1
	WO ₃ к-т 2 кам. осн.	1,2	2,39	12,5	3,0	35,6	35,6	22,5	14,9
	Итого	2,6	4,13	13,3	3,2	33,3	65,2	40,7	24
	WO ₃ к-т 3 кам. осн.	1,2	0,80	9,3	2,2	36,7	8,8	5,6	5,11
	WO ₃ к-т 4-5 кам.	2,4	3,34	3,4	1,9	36,6	13,4	20,1	15,5
	WO ₃ к-т 6-8 кам.	3,6	3,61	1,7	1,5	25,0	7,3	16,7	15,7
	WO ₃ к-т 9-12 кам.	4,8	0,75	2,0	1,1	33,6	1,8	2,7	4,39
	Итого	14,6	12,63	6,5	2,2	29,4	96,4	85,7	64,7
	WO ₃ к-т 1-4 кам.	4,9	1,60	0,7	1,4	34,4	1,3	7,2	9,6
	WO ₃ к-т 5-12 кам.	10	1,68	0,5	1,1	22,2	1,1	5,6	6,5
	Итого	29,5	15,91	5,3	2,0	29,1	98,7	98,5	80,8
	Черновой к-т	-	10,90	7,41	2,34	32,6	96,2	79,7	61,9
Руда	-	-	0,84	0,32	5,74	-	-	-	
2	WO ₃ к-т 1 кам. осн.	1,4	1,25	13,9	3,8	35,7	29,7	14,8	8,9
	WO ₃ к-т 2 кам. осн.	1,2	0,92	12,1	3,4	36,0	19,2	9,7	6,6
	Итого	2,6	2,17	13,1	3,6	35,8	48,9	24,5	15,6
	WO ₃ к-т 3 кам. осн.	1,2	1,12	9,2	4,0	28,5	17,7	14,1	6,4
	WO ₃ к-т 4-5 кам.	2,4	1,78	3,7	2,4	34,1	11,3	13,6	12,2
	WO ₃ к-т 6-8 кам.	3,6	3,33	2,4	2,0	32,0	13,8	21,2	21,4
	WO ₃ к-т 9-12 кам.	4,8	1,37	2,7	1,2	32,1	6,4	5,1	8,8
	Итого	14,6	9,77	5,8	2,6	32,8	98,0	78,4	64,3
	WO ₃ к-т 1-4 кам.	4,9	2,13	2,4	1,3	34,6	8,9	8,7	14,8
	WO ₃ к-т 5-12 кам.	10	5,11	0,7	1,3	34,7	5,8	20,1	35,5
	Итого	29,5	17,01	3,8	2,0	33,6	112,7	107,2	114,6
	Черновой к-т	-	6,50	8,5	3,20	36,20	95,7	65,7	47,2
Руда	-	-	0,58	0,32	4,99	-	-	-	

Таким образом, по результатам изучения кинетики флотации кальциевых минералов в промышленных условиях можно сделать следующие выводы:

1. для получения кондиционных концентратов в доводке необходимо получение черновых концентратов со степенью концентрации шеелита более 7 (желательно ≥ 10);

2. рост извлечения кальцита наблюдается во временном интервале 2,5-7,5 мин, после третьей камеры флотации; для более бедных руд интенсивная флотация кальцита перемещается в контрольный цикл;

3. при повышенных содержаниях в руде кальцита, а также для бедных руд, характерно смещение флотации апатита в контрольный цикл.

Проведение испытаний по оптимизации процесса и улучшению качества черного концентрата в условиях действующей фабрики осложнено реальными условиями работы.

В настоящее время проводятся исследования по разработке оптимальных режимов флотации кальциевых минералов с применением новых высокоселективных собирателей и их комбинаций, что, как правило, сопровождается синергетическим эффектом: достигается оптимизация реализуемого процесса в целом и имеет место некоторое снижение общего расхода реагента.

ОБОСНОВАНИЕ И ПОДХОД К ИССЛЕДОВАНИЮ ПРОБ СКЛАДИРОВАННЫХ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОАО „АПАТИТ”

В.Ф. Скороходов, М.С. Хохуля, А.Т. Беляевский*

e-mail:skorohodov@goi.kolasc.net.ru, mike@goi.kolasc.net.ru, Россия, г.Апатиты

Учреждение Российской академии наук Горный институт

Кольского научного центра Российской академии наук

*e-mail:alex@ihtrems.kolasc.net.ru, Россия, г.Апатиты

Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья Кольского научного центра РАН

Горно-промышленный комплекс Мурманской области выделяется как наиболее перспективный многокомпонентный сырьевой объект в России со значительными запасами различных типов природных ресурсов и многолетних техногенных накоплений, которые можно отнести в разряд ценных комплексных техногенных месторождений. Этот регион отличается развитой производственной инфраструктурой, включающей избыточные энергетические мощности, развитую транспортную сеть и многоотраслевые научно-производственные, горнопромышленные, жилищно-коммунальные и другие структуры.

Анализ состояния минерально-сырьевой базы свидетельствует о том, что многолетняя интенсивная отработка высокорентабельной приповерхностной части большинства эксплуатируемых месторождений привела к истощению сырьевой базы горнообогатительных предприятий. Объем добычи в последние десятилетия существенно превышает прирост запасов, в том числе по основным видам добываемого сырья. Ана-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

логическая ситуация складывается и в целом по стране.

Важно также отметить, что за рубежом переработка и использование горнопромышленного техногенного сырья на рубеже столетий достигла 85-90% (в США и Западной Европе). Этому способствовали ресурсосберегающее законодательство для недропользователей, дефицит и высокая стоимость земель, тарифы (нормативы) и санкции за загрязнение окружающей среды и т.д. Промышленное использование «отходов», которые в Западной Европе с 60-х годов прошлого века оцениваются и используются как ценное сырье, возрастает каждые 10 лет на 10-30%.

В сложившейся ситуации назрела необходимость поиска и оценки новых перспективных видов минерального сырья, а также вовлечения в переработку бедных руд и отходов ГПК. Характерной особенностью полезных ископаемых ГПК Мурманской области является их полиминеральный состав. Как правило, в руде каждого месторождения содержится несколько полезных минералов. В частности, отходы основного горнопромышленного производства в хвостохранилищах ОАО „Апатит” на сегодняшний день составляют почти 800 млн. т и содержат 450 млн. т нефелина, около 50 млн. т апатита, почти по 25 млн. т сфена, ильменита и титаномагнетита и более 200 млн. т эгирина и полевых шпатов. Отсутствие комплексности в переработке и использовании апатито-нефелинового сырья, монополизованного ОАО «Апатит», является одной из причин роста издержек производства, обусловленного естественным истощением недр, снижением бортового содержания апатита, качества добываемого сырья.

Полидисперсное техногенное сырье требует специфического подхода для объяснения (вскрытия) результатов детального изучения активности поверхностного слоя зерен рудных фаз и глубины разрушения кристаллической решетки зерен.

Поэтому при минералого-технологических исследованиях крайне важно использование приемов и методов на онтогенической основе, что позволит выявить и оценить технологические свойства минералов.

С целью получения достоверных сведений о морфо-структурных особенностях и состоянии минеральных фаз, размерности частиц и агрегатов двух образцов, отобранных из проб №180 и №150 соответственно верхнего и нижнего горизонтов хвостохранилища обогатительной фабрики №2 ОАО «Апатит», были проведены их электронно-микроскопические исследования на сканирующем микроскопе SEM LEO-420.

Получена наглядная картина изменения рудного материала, прошедшего различные стадии как технологического цикла (от операций дробления до флотации), так и его превращений в результате длительного хранения в складированном виде. Анализ изображений, как по исходным образцам, так и по отдельным их узким фракциям: $-0,16+0,125$, $-0,125+0,1$, $-0,1+0,08$ и $-0,08+0,063$ мм показывает, что они представляют собой специфическую полидисперсную систему частиц и по минеральному составу состоят из следующих минералов: нефелина, эгирина, полевого шпата, апатита, сфена и титаномагнетита. Сопоставление большого объема микрографического материала, полученного при различном увеличении локальных участков зерен, позволяет оценить состояние поверхности исследуемых образцов и наличие на них пылевых фракций (менее 15 мкм), микродефектов и изломов по периметру частиц, распределенных ступеней роста и т.д. Всякое искажение в текстуре приповерхностного слоя приводит к скоплению дефектов в кристаллической решетке минералов.

Установлено, что параметры внешних воздействий неоднозначно оказывают влияние на морфологию частиц различных минералов в изученных образцах, что в

свою очередь должно отразиться на их физико-механических и физико-химических свойствах.

Выявленные текстурно-структурные особенности поверхности практически всех минералов свидетельствуют о присущей практически всем зернам скольно-устойчивой формы, кроме апатита и эгирина, минеральные частицы которых имеют овальную форму.

Особенно большое количество зерен остроугольной формы наблюдается у нефелина, сфена и полевого шпата, что объясняется их микротвердостью. Если поверхность зерен апатита гладкая, то у зерен нефелина с трапецидальной формой граней наблюдается развитие складчатой поверхности из-за значительной концентрации ступеней роста. Учитывая качественную оценку энергоемкости морфогенеза при селективном раскрытии апатита и нефелина с сопутствующими минералами в существующих условиях получения апатитового концентрата, данные исследования, благодаря своей наглядности, будут способствовать выбору условий рудоподготовки.

Отличительной особенностью поверхности всех зерен является присутствие на них пылевых фракций, которые состоят из колломорфных частиц, легко растворяющихся в воде. На зернах пробы №150 колломорфная фаза особенно четко проявляется у фракции крупностью $-0.080 + 0.063$ мм.

На гранях дезинтегрированных минеральных частиц из крупных фракций не обнаруживаются какие-либо следы коррозионных процессов. Для исследования реакционной активности приповерхностного слоя зерен была проведена обработка их поверхности гидрофторидом аммония.

На рисунке 1 показаны микроснимки образцов из материала пробы №180 для фракции крупностью $-0,1+0,08$ мм и пробы №150 для фракции $-0,16+0,125$ мм, на которых обнаруживается отслоение мощных слоев на частицах нефелина. У частиц полевого шпата во фракции крупностью $-0,08 + 0,063$ мм наблюдается активное комкование из пробы крупных механически устойчивых сростков размером до 0,2 мм.

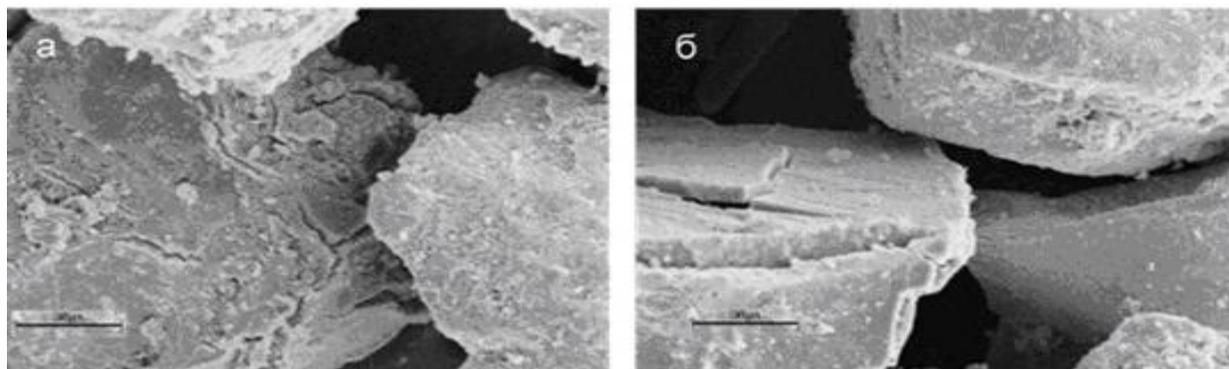


Рисунок 1 - Образование новой фазы на поверхности частиц нефелина:
а) фракция $-0,1+0,08$ мм (проба №180); б) фракция $-0,16+0,125$ мм (проба №150)

Сопоставляя облик частиц из проб двух горизонтов после фторирования, можно говорить о качественной стороне энергетического потенциала, иначе их реакционной активности, что в свою очередь позволяет судить об уровнях метастабильного состояния приповерхностного слоя у зерен различных минералов.

Различие в глубине разрушения приповерхностного слоя отражается массивом

продукта реакции и энергетикой его отслаивания от матрицы.

В исследуемых фракциях не обнаруживаются признаки активного прилипания частиц к друг другу (адгезии) с последующим их агрегированием.

Таким образом, любые энергетические воздействия будут способствовать появлению более крупных частиц на верхнем горизонте. В случае возможного перемещения частиц будут появляться новые порции пылевой фракции, а их трение между собой даст новые активные микросколы.

Некоторое количество пылевой фракции в результате активного растворения в воде будет переходить в коллоидную фазу и способствовать кристаллохимическим реакциям, особенно во фракциях менее 40 мкм. Это подтверждается трудностью сухого рассева в данной области дисперсности. На анализируемых фракциях №180 и 150 не обнаружены новообразования до проведения гидрофторирования.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ДЛЯ ОДНОГО ИЗ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАМЧАТКИ

А.П. Татаринев, Г.В. Цыкунова, И.И. Рязанова

e-mail: root@gold.irkutsk.ru, Россия, г. Иркутск

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов
и алмазов (ОАО «Иргиредмет»)

Исследования проводили на технологической пробе руды АМ-1, представляющей собой окисленную разновидность золото-серебряных руд.

Наличие в пробе реликтов ортоклазовой породы и прожилков адуляра обусловили повышенное содержание глинозема (10,4 %) и оксида калия (4,4 %). Массовая доля общего железа 3,85 %, большая часть которого находится в окисленной форме. Массовая доля серы общей 0,18 %, в том числе окисленной менее 0,1 %, мышьяка в сульфидной форме 0,025 %, в окисленной – 0,019 %.

По результатам рационального анализа, данная руда является сравнительно легко цианируемым сырьем: при крупности измельчения 98 % класса минус 0,074 мм прямым цианированием из нее извлекается 90,6 % золота.

Доля свободного (извлекаемого амальгамацией) золота при этом составила всего 3,2 %. Доля упорного (не извлекаемого прямым цианированием) золота составляет 9,4 %. Более половины его (5,2 %) тонко вкраплено в порообразующие минералы, оставшаяся часть поровну (по 2,1%) распределена между карбонатами, гидроксидами железа и вкраплено в сульфидные минералы. Доля серебра, извлекаемого прямым цианированием, достаточно высока (94,1 %). Большая часть упорного серебра поровну (по 2,3 %) распределяется между тонко вкрапленным в сульфидные и порообразующие минералы и лишь незначительная его часть (1,3 %) – ассоциирована с карбонатами и гидроксидами железа.

В ОАО «Иргиредмет» были проведены лабораторные и полупромышленные испытания по технологии кучного выщелачивания. В ходе испытаний были определены: крупность дробления, плотность орошения цианистыми растворами, продолжительность выщелачивания, режимы окомкования, расход реагентов, эколо-

гия. Продолжительность полного цикла обработки, включая водонасыщение, выщелачивание и дренирование, составила 85 суток.

Извлечение золота из продуктивных растворов кучного выщелачивания проводили сорбцией на активированный уголь. Извлечение в раствор на руде дробленной до крупности минус 10 мм и окомкованной с 7 кг/т цемента составило: золота 78,7 % и серебра 61,8%, при исходном содержании 6,1г/т и 10,2 г/т соответственно.

Обезвреживание хвостов кучного выщелачивания проводили по двухстадийной схеме, включающей хлорирование промывных растворов для очистки от цианидов и тиоцианатов и последующую их обработку железным купоросом и гидроксидом натрия для очистки хвостов кучного выщелачивания до норм ПДС (предельно допустимых содержаний токсических соединений в промышленных отходах). Полный цикл обезвреживания составил 80 суток.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД МЕТОДОМ ЭЛЕКТРОХЛОРИНАЦИИ

А.О. Теут, Д.В. Куимов, Э.А. Косьянов

e-mail: teut.a@yandex.ru, Республика Казахстан, г. Усть-Каменогорск,
Дочернее государственное предприятие «Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов» Республиканского государственного предприятия «Национальный центр комплексной переработки минерального сырья» Министерства науки и новых технологий Республики Казахстан
(ДГП «ВНИИцветмет» РГП «НЦ КПМС» МНИНТ РК)

Среди разведанных золоторудных месторождений мира около 40% отличаются тем, что золото в них представлено микродисперсными включениями в минералы и недоступно для прямого цианирования (упорное).

Для обеспечения контакта раствора цианида с частицами выщелачиваемого золота необходимо предварительно разрушить кристаллическую матрицу вмещающего минерала. Наиболее распространенными вмещающими золото минералами являются пирит, арсенопирит, пирротин (сульфиды железа). Для подготовки сульфидных руд и концентратов к цианированию применяют окисление.

В настоящее время промышленное применение нашли три способа окислительного разложения сульфидов: термохимическое (обжиг), автоклавное и бактериальное вскрытие упорных руд. Кроме усложнения технологической схемы извлечения золота, операция вскрытия увеличивает продолжительность процесса, влечет дополнительные расходы на приобретение дорогого оборудования, эксплуатационные затраты, обустройство мест складирования мышьяковых отходов, образующихся при переработке арсенопиритных руд. В то же время хорошо известно, что окислительная способность хлора значительно выше, чем у кислорода.

Сульфидные минералы в пульпе, насыщенной газообразным хлором, разлагаются гораздо быстрее, чем при окислении кислородом благодаря тому, что растворимость хлора в воде почти на порядок выше, чем кислорода, а взаимодействие ионов хлора с золотом сопровождается образованием устойчивых комплексов $[AgCl_4]^-$, которые легко

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

могут быть сорбированы из раствора активированным углем или ионной смолой.

Таким образом, окисление хлором рудной пульпы позволяет за одну операцию вскрыть сульфидные минералы, вмещающие микрочастицы золота, и перевести его в раствор в удобной для последующей сорбции форме.

Применение баллонного хлора представляет определенные неудобства. Для целевой доставки активного хлора к разлагаемым минералам гораздо удобнее использовать способность большинства водных растворов солей к диссоциации в электрическом поле. Так, если руду загрузить в водный раствор поваренной соли и поместить пульпу в электролизер, можно обеспечить образование активного хлора в непосредственной близости от сульфидных минералов, вмещающих упорное золото.

Эффективность электрохлоринации зависит от скорости доставки перемещающихся в электрическом поле ионов хлора к минералам, которые необходимо разрушить.

С этой целью нами разработана, изготовлена и опробована в лабораторных условиях конструкция электролизера, изображенного на рисунке 1. Электролизер представляет собой цилиндрический стакан с крышкой, в центре которого размещен катод, а по окружности – соединенные параллельно аноды. Катод выполнен в виде медной проволоки, навитой спиралью на полый стержень из изоляционного материала. Внутри стержня проходит стальной вал перемешивающего устройства. Аноды выполнены в виде сплошных стержней цилиндрической формы из графита.

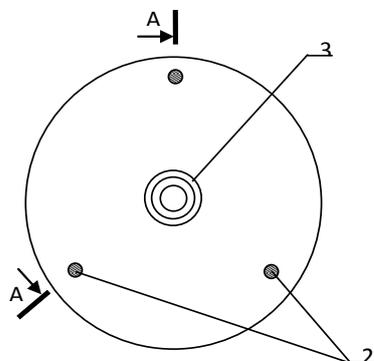
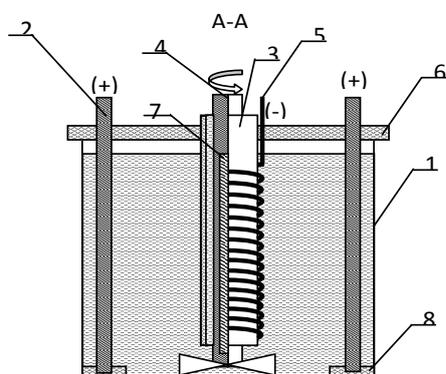


Рисунок 1 – Электролизер для выщелачивания золота методом электрохлоринации

1 – корпус электролизера; 2 – графитовые аноды; 3 – полый стержень; 4 – мешалка; 5 – спираль катода (материал: медь, серебро, платина или железо); 6 – крышка электролизера; 7 – стальной сердечник мешалки; 8 – нижнее крепление анодов

Взаимное расположение катода и анодов обеспечивает высокую катодную и низкую анодную плотности тока, что позволяет экономно расходовать электроэнергию.

Стальной сердечник вала мешалки внутри спирального катода представляет собой своеобразный соленоид, генерирующий электромагнитное поле при пропускании по спирали постоянного электрического тока.

Комбинация электрического и магнитного полей при электрохлоринации упорных руд способствует, по нашему мнению, интенсификации разложения сульфидных минералов. Описанная конструкция электролизера защищена охранными документами.

В докладе представлены результаты лабораторного исследования извлечения золота из золотомышьяковой руды месторождения Родниковка методом электрохлоринации в электролизере оригинальной конструкции.

Исследованная проба руды имела состав, %: 1,8-2,0 г/т Au, 2,1 г/т Ag, 0,3 As, 1,2 С, 2,7 Fe, 79,6 SiO₂.

Рудные минералы в большинстве тяготеют к углеродсодержащим прослойкам и прожилкам и представлены зёрнами пирита, близкими по форме к кубической, их сростками с кварцем, а также зёрнами арсенопирита.

Рациональным анализом установлены формы нахождения золота в руде, %: 8,9 в свободном виде, 8,2 в сростках, 6,7 ассоциировано с сульфидными минералами, 76,2 с пустой породой.

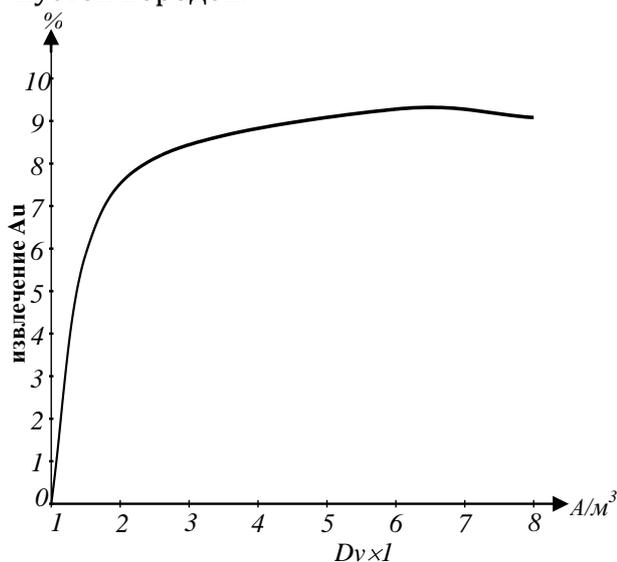


Рисунок 2 – Зависимость извлечения Au из руды Родниковского месторождения от объемной плотности тока Dv

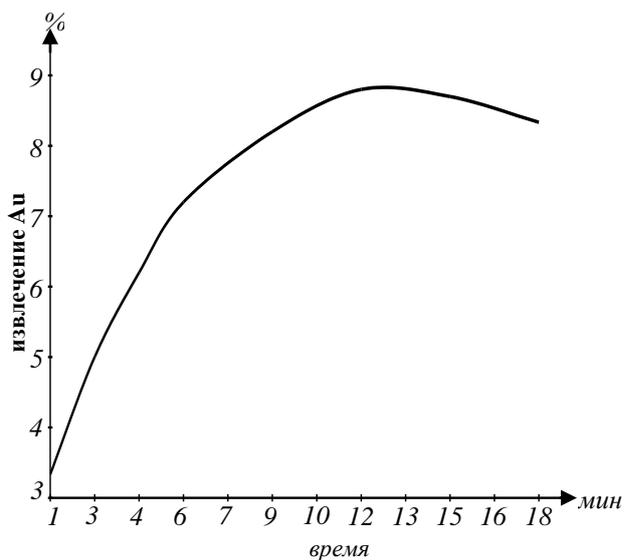


Рисунок 3 – Зависимость извлечения золота из руды месторождения Родниковское от времени электрохлоринации

Изучали характер и степень влияния основных технологических факторов (степень измельчения руды, катодная и анодная плотности тока, состав электролита, температура и продолжительность процесса, плотность пульпы) на полноту извлечения золота из руды. Зависимости степени извлечения золота из исследованной руды от объемной плотности тока и времени электрохлоринации приведены на рисунках 2 и 3, соответственно. Определены оптимальные режимные параметры, позволяющие достичь ~90% извлечения золота из руды: измельчение руды до 80% класса крупности 74 мкм, соотношение Т : Ж = 1 : 10, концентрация NaCl в растворе 200 г/л, температура электролита 65 °С.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Установлено, что при этом не менее 95% мышьяка и 82% железа выпадают в анодный осадок, образуя соединение, идентичное скородиту, являющемуся, как известно, одним из наименее растворимых соединений мышьяка, что позволяет утилизировать мышьяк в безопасной форме без применения сложных и дорогостоящих процедур организации специальных хранилищ. Оставшееся железо присутствует в осадке в виде гематита.

На основании результатов исследования можно сделать вывод, что электрохлоринация позволяет в одну стадию извлечь не менее 90% золота из упорной руды без применения цианидов, попутно переведя мышьяк в скородит, не требующий специальных мер для захоронения.

КВАНТОВО-ХИМИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАКЦИОННОЙ СПОСОБНОСТИ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ ТЕТРАГИДРОПИРАНОВОГО РЯДА

Н.К. Тусупбаев, С.Н. Тусупбаев, Н.С. Бектурганов, Л.В. Семушкина

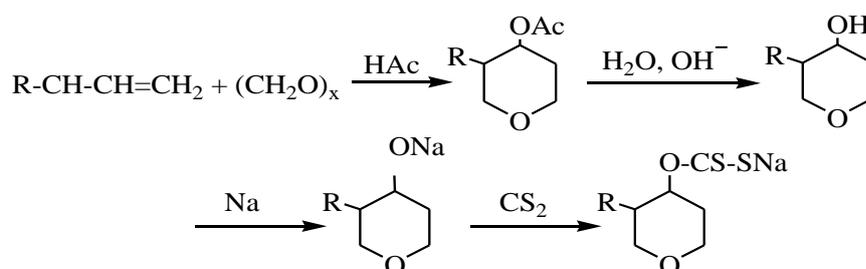
e-mail: nesipbay@mail.ru, Казахстан, г. Алматы,

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения» (АО «ЦНЗМО») Национальный научно-технологический холдинг «Парасат» МОН РК

С каждым годом ухудшается качество минерального сырья, поступающего на обогатительные фабрики, снижается обогатимость руд, уменьшается содержание в них ценных компонентов. В связи с этим, проблема создания новых флотореагентов, а также регулирование их поверхностно активных свойств на различных границах раздела фаз на основе применения коллоидно-химического и физико-химического методов, использование теоретического квантовохимического метода, позволяющего предсказать реакционную способность новых сульфгидрильных флотореагентов на уровне электронно-энергетического взаимодействия, является актуальной.

Проведены исследования по изучению электронного строения молекул сульфгидрильных флотореагентов тетрагидропиранового ряда серии КСК, обладающих одновременно пенообразующими и собирательными свойствами, и предсказанию на этой основе их флотирующей способности.

Для получения сульфгидрильных флотореагентов тетрагидропиранового ряда серии КСК был использован метод получения ксантогенатов тетрагидропиранового ряда, протекающий через образование алкоголятов соответствующих спиртов по схеме:



Для исследования также были выбраны широко известные этиловый и бутиловый ксантогенат (ЭКс и БКс) для сравнительной оценки реакционной способности КСК-3, КСК-6 и КСК-9 по отношению к ионам металла на поверхности сульфидных минералов (цифры указывают число углерода в радикале R).

Расчеты по методу теории функционала плотности (DFT) проводились с использованием гибридного обменно-корреляционного функционала с учетом дисперсионных сил B3LYP-D¹ и базисного набора Def2-SVP².

Оптимизация геометрии проводилась методом аналитического расчета градиентов по схеме Берни³. Природа стационарных точек определялась на основании данных расчета частот нормальных колебаний (матрицы силовых постоянных).

Сольватация моделировалась методом COSMO⁴. Все расчеты выполнялись с использованием программного комплекса ORCA⁵.

В таблице 1 представлены электронные характеристики анионных форм флотореагентов ЭКс, БКс, КСК-6 и КСК-9 в вакууме и в воде.

Таблица 1 - Заряд на атомах серы (q_s), энергии граничных МО ($E_{ВЗМО}$, $E_{НСМО}$) жесткость (η) и энергия десольватации анионных форм флотореагентов в вакууме и воде

	q_s , e		$E_{ВЗМО}$, эВ	$E_{НСМО}$, эВ	η , эВ	$E_{десольв.}$ ккал/моль
ЭКс	-0,43	-0,43	0,028	4,351	2,162	-
БКс	-0,43	-0,42	-0,032	4,154	2,093	-
КСК-3			-0,332	3,984	2,158	
КСК-6	-0,41	-0,40	-0,363	3,658	2,011	-
КСК-9	-0,41	-0,40	-0,372	3,113	1,743	-
ЭКс (сольв.)	-0,49	-0,45	-4,588	-0,095	2,233	49,3
БКс (сольв.)	-0,48	-0,45	-4,589	-0,010	2,230	47,9
КСК-3(сольв.)	-0,48	-0,44	-4,590	-0,010	2,230	42,7
КСК-6(сольв.)	-0,48	-0,44	-4,590	-0,010	2,229	40,3
КСК-9(сольв.)	-0,48	-0,44	-4,591	-0,010	2,230	38,2

где $\eta = (E_{ВЗМО} - E_{НСМО})/2$

Далее были изучены комплексы металлов Zn, Cu и Pb с молекулами флотореагентов в газовой фазе и растворе. Данный подход позволяет выявить особенности металлов при комплексообразовании с молекулами флотореагентов, а также реак-

¹ Becke A.D. "Density-functional exchange-energy approximation with correct asymptotic behavior" // Phys. Rev. A. - 1988. -№ 38. -P. 3098-3104.

² Weigend F.R. Ahlrichs "Balanced basis sets of split valence, triple zeta valence and quadruple zeta valence quality for H to Rn: Design and assessment of accuracy" // Phys. Chem. Chem. Phys. - 2005. -№ 7. - 3297 p.; Metz B., Stoll H., Dolg M. "Small-core multiconfiguration-Dirac-Hartree-Fock-adjusted pseudopotentials for post-d main group elements: Application to PbH and PbO" // J. Chem. Phys. - 2000. -№ 113. -P. 2563-2569]

³ Schlegel H.B. "Optimization of Equilibrium Geometries and Transition Structures" // J. Comp. Chem. - 1982. -№ 3. - 214 p.]

⁴ Sinnecker S., Rajendran A., Klamt A., Diedenhofen M., Neese F. "Calculation of Solvent Shifts on Electronic GP Tensors with the Conductor-Like Screening Model (COSMO) and its Self-Consistent Generalization to Real Solvents (COSMOPRS)" // J. Phys. Chem. A. - 2006. -№ 110. -P. 2235-2245]

⁵ Neese F. Orca, revision 2.8.0. - Germany: Universitat Bonn, 2008.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ционную способность самих молекул флотореагентов при непосредственном взаимодействии с ионами металлов.

Для изучения были выбраны молекулы ЭКс, БКс, КСК-3, КСК-6 и КСК-9, ионы металлов Zn, Cu и Pb и их комплексы.

Энергетические характеристики ионов металлов, молекул флотореагентов и их комплексов в газовой фазе представлены в таблице 2.

Молекулы флотореагентов являются бидентатными лигандами, учитывая особенность их строения возможно образование следующих комплексов:



где, M = Zn, Cu, Pb. Все три типа комплексообразования были учтены в данной работе

Таблица 2 - Полные энергии (E) ионов металлов и флотореагентов и энергии комплексообразования (ΔE) в газовой фазе

	E , а.е.	ΔE , ккал/моль		E , а.е.	ΔE , ккал/моль
1	2	3	1	2	3
Zn ²⁺	-1778,074574		Zn(ЭКс) ₂ (с)	-3755,836032	-620,2
Cu ²⁺	-1639,139837		Pb(ЭКс) ₂ (с)	-2169,610747	-487,0
Pb ²⁺	-192,061659		Cu(БКс) ₂ (а)	-3774,030452	-677,4
ЭКс	-988,386534		Zn(БКс) ₂ (а)	-3912,899005	-635,9
БКс	-1066,905533		Pb(БКс) ₂ (а)	-2326,684500	-509,4
КСК-3	-1297,878220		Cu(КСК3) ₂ (а)	-4235,96248	-669,1
КСК-6	-1415,656261		Zn(КСК3) ₂ (а)	-4374,830957	-627,5
КСК-9	-1533,433525		Pb(КСК3) ₂ (а)	-2788,617088	-501,4
Cu(ЭКс) ₂ (а)	-3616,993316	-678,0	Cu(КСК6) ₂ (а)	-4471,517236	-668,2
Zn(ЭКс) ₂ (а)	-3755,861989	-636,5	Zn(КСК6) ₂ (а)	-4610,385641	-626,6
Pb(ЭКс) ₂ (а)	-2169,650310	-511,8	Pb(КСК6) ₂ (а)	-3024,173178	-501,4
Cu(ЭКс) ₂ (б)	-3616,969003	-662,7	Cu(КСК9) ₂ (а)	-4707,073017	-669,0
Zn(ЭКс) ₂ (б)	-3755,849714	-628,8	Zn(КСК9) ₂ (а)	-4845,939644	-626,3
Pb(ЭКс) ₂ (б)	-2169,636664	-503,2	Pb(КСК9) ₂ (а)	-3259,727711	-501,4
Cu(ЭКс) ₂ (с)	-3616,945014	-647,7			

Учет сольватации приводит к выравниванию энергий комплексообразования, что также наблюдалось для энергий верхней занятой молекулярной орбитали в воде. Следовательно, согласно данному дескриптору реакционная способность всех молекул флотореагентов приблизительно одинакова. В газовой фазе и в воде для

всех молекул флотореагентов следует отметить следующую тенденцию уменьшения комплексообразующей способности: $Cu > Zn > Pb$.

Таким образом, показано, что наличие гетероцикла с удлинённым углеводородным радикалом (КСК-3, КСК-6 и КСК-9) оказывает влияние на реакционную способность флотореагентов только в газовой фазе. В воде этот фактор нивелирован, что указывает на схожую реакционную способность КСК-3, КСК-6 и КСК-9 с ЭКс и БКс. Экспериментально наблюдаемые отличия могут быть связаны с различной гидрофобностью/гидрофильностью этих молекул, что отражается на их энергиях сольватации. Гидрофобность флотореагентов уменьшается в ряду: $КСК-9 > КСК-6 > КСК-3 > БКс > ЭКс$.

ВОЗМОЖНОСТИ ВОЗДУШНОЙ КЛАССИФИКАЦИИ И СЕПАРАЦИИ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ И ПРОЦЕССАХ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В.А. Фогелев, Д.А. Мельников

e-mail: lamel777@mail.ru, Беларусь, г. Минск

Общество с дополнительной ответственностью «Ламел-777»

Ряд общепризнанных преимуществ «сухих» технологий переработки минерального сырья по сравнению с «мокрыми», необходимость освоения малых и месторождений с невысоким качеством сырья, включая техногенные, вызывают стремление к использованию «сухих» прогрессивных технологий или отдельных этапов переработки в процессах обогащения минерального сырья.

Одним из основных направлений деятельности предприятия ОДО «Ламел-777» является разработка и производство измельчительно-классифицирующих линий и оборудования для «сухой» переработки рудных и нерудных материалов, в состав которых входят воздушные классификаторы различных конструкций и назначения.

Принцип действия воздушных классификаторов основан на разделении частиц исходного материала в поле действия доминирующих массовой силы (гравитационной и/или инерционной) и силы аэродинамического сопротивления частиц воздушному потоку, которые зависят от размера, плотности и формы частиц. Поэтому воздушные классификаторы разделяют дисперсный материал по крупности, плотности и форме частиц и могут быть использованы в подготовительных и основных процессах «сухого» обогащения различного минерального сырья и техногенных отходов.

Предприятием разработаны различные конструкции воздушных классификаторов: многопродуктовые каскадно-гравитационные, многопродуктовые комбинированные, термоаэроклассификаторы, центробежные динамические и статические. Они позволяют фракционировать и сепарировать различное минеральное сырьё в диапазоне величин граничной крупности от нескольких микрон до десятков миллиметров при производительностях от сотен килограммов до сотни тонн в час.

Воздушные классификаторы могут быть успешно использованы в подготовительных и обогатительных процессах при переработке минерального сырья, содержащего товарные и отвальные компоненты:

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

- с разной прочностью при относительно близких плотностях материалов,
- с частицами разной формы,
- с разной плотностью частиц,
- за счет обеспыливания сырья,
- за счет дополнительной сушки и нагрева сырья в термоаэроклассификаторах.

Обогащение минерального сырья с компонентами различной прочностью осуществляется за счет селективного измельчения сырья, при котором менее прочный материал переходит в более мелкие фракции, и дальнейшего разделения измельченного материала по крупности, при котором в грубом продукте разделения концентрируется прочный продукт, а в тонком продукте разделения – менее прочный.

Обычно в этом случае целесообразно использовать трех продуктивное разделение измельченного продукта, при котором, в зависимости от технологии, один из грубых продуктов разделения, содержащий повышенное содержание твердых пород, выводится из измельчительного контура, другой, содержащий сростки минералов и крупные частицы слабого материала – возвращается на домол, а тонкий продукт разделения является обогащенным продуктом менее прочного минерала.

Данный подход реализован или опробован Предприятием в технологических линиях по производству тонкодисперсного мела, обогащенного диатомита, тальковой руды, каолина, металлургических шлаков, включая солевые алюминиевые.

В 2010 г. ОДО «Ламел-777» совместно с российскими партнерами разработало технологическую линию для производства обогащенных диатомитовых наполнителей и в начале 2011 г. закончило изготовление измельчительно-классифицирующего обогатительного для нее в составе 2-х роторной мельницы-сушилки со встроенным центробежным динамическим классификатором, дезинтеграторами и воздушно-центробежными динамическими классификаторами, монтаж и запуск которых намечается летом 2011 г.

При воздушном обогащении минерального и техногенного сырья посредством разделения частиц по форме или плотности, необходимый состав технологической линии существенно зависит от свойств сырья и может содержать только воздушные сепараторы или комбинацию воздушных сепараторов с виброситами, при необходимости дополненных одним или несколькими измельчителями для раскрытия минералов.

В 2007–2008 гг. предприятиями ОДО «Ламел-777» совместно с ОАО ГК «Ветико» разработана и опробована технология сухого обогащения вермикулитовой руды Кокшаровского месторождения.

Одним из основных элементов пилотной технологической линии являлся воздушный 3-х продуктовый комбинированный классификатор.

Пилотная технологическая линия позволяла получать вермикулитовый концентрат различного фракционного состава с регулируемым содержанием вермикулита в диапазоне от 80 до 95% при выходе вермикулита в концентрат до 80%.

Фотографии руды и вермикулитовых концентратов крупных фракций представлены на рисунке 1.

На рисунке 2 представлены фотографии грубого (необогащенного) продукта разделения золы-уноса и тонкого продукта разделения (обогащенные алюмосиликатные сферы). В грубом продукте разделения видно наличие частиц коксика.



Рисунок 1 - Вермикулитовая руда (слева) и вермикулитовые концентраты крупных фракций

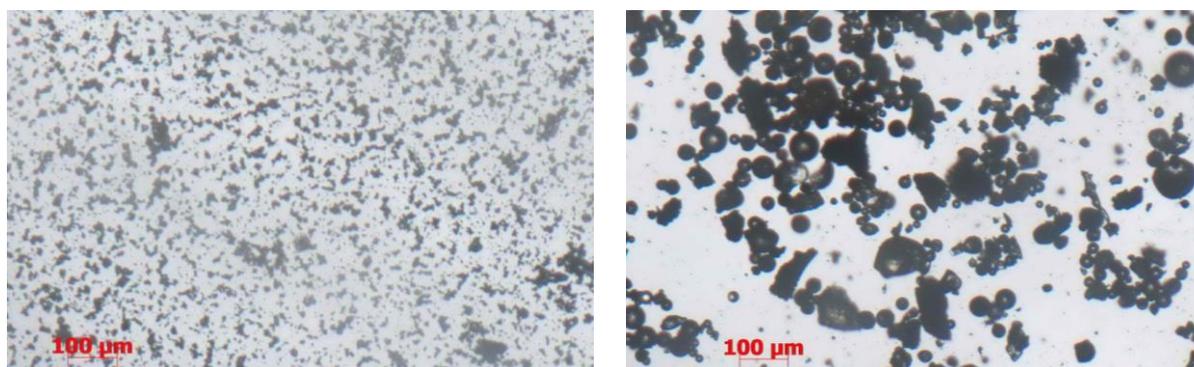


Рисунок 2. Грубый и тонкий продукты разделения золы-уноса

На ряд технологических схем обогащения предприятием ОДО «Ламел-777» получены и поданы заявки на получение патентов. Например, «Комплекс для сухого обогащения рудных и нерудных материалов, содержащих компоненты с разной плотностью и/или формой частиц» - патент РБ №6747 на полезную модель от 23.04.2010, «Комплекс для сухого обогащения рудных и нерудных материалов и переработки техногенных отходов» - патент РБ №6748 на полезную модель от 23.04.2010. Получены положительные решения на аналогичные заявки в России.

В 2008 г. предприятия ООО «Антикорсервис» и ОДО «Ламел-777» разработали и реализовали технологию производства алюмосиликатных сфер посредством обогащения и фракционирования золы-уноса ТЭЦ на воздушно-центробежных динамических классификаторах.

Рассматриваемые технологии работают или опробованы при обогащении вермикулитовой руды, слюды, регенерации дробеструйных отходов, отходов кабельной и резинотехнической промышленности, электронного лома, вольфрамо молибденовых руд, золоотвалов и др.

Воздушные классификаторы могут быть также использованы для выделения аппаратного железа из тонко измельченных дисперсных материалов. Например, в измельченном на шаровой мельнице кварцевом песке крупностью 0-100 мкм, в грубом продукте разделения +20 мкм содержание аппаратного железа около 3 раз меньше по сравнению с тонким продуктом разделения 0-20 мкм.

В подготовительных процессах обогащения воздушные классификаторы могут быть использованы для фракционирования, обеспыливания, сушки или нагрева сырья

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

с целью оптимизации последующих процессов «сухого» (электростатического, магнитного) или «мокрого» процессов обогащения.

В 2010 г. Предприятие разработало и поставило заказчику два воздушных 3-х продуктовых комбинированных классификатора производительностью по загрузке до 70 т/ч каждый, в линию производства пегматита из отсевов дробильно-сортировочного производства.

Классификаторы позволят подготовить фракционированный и обеспыленный продукт крупностью -1.2+0.1 мм для дальнейшего обогащения.

С начала 2011 г. Предприятие ведет ряд переговоров по разработке технологических линий и поставке основного оборудования для сухого обогащения каолина, пегматита и др., изготавливаются воздушные каскадно-гравитационные классификаторы для фракционирования и обогащения древесного угля и электронного лома.

К началу 2011 г. ОДО «Ламел-777» поставило заказчикам около 100 воздушных классификаторов, работающих в производствах по переработке различных рудных и нерудных материалов.

Различные конструкции воздушных классификаторов, позволяют решать достаточно широкий диапазон задач по оптимизации измельчительно-классифицирующих и обогатительных технологий.

Вместе с тем потенциал использования воздушных классификаторов и сепараторов в процессах «сухого» обогащения реализован не значительно, на что целесообразно обратить внимание проектных и горно-перерабатывающих предприятий.

СОРБЦИОННОЕ КОНЦЕНТРИРОВАНИЕ МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ (МПГ) ИЗ АЗОТНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ

*С.Е. Хворов, Ю.Н. Воробьев, В.А. Щетинина, А.В. Шабалин,
В.И. Скороходов, О.Ю. Маковская*

e-mail: makovskaya@inbox.ru, Россия, г. Екатеринбург,

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина (ФГАОУ ВПО «УрФУ»)

Чаще всего при переработке первичного и вторичного драгосодержащего сырья используют гидрметаллургические методы с применением растворов азотной кислоты на стадиях предварительной обработке материалов, а также для выщелачивания серебра. Это касается переработки электронного лома, катализаторов и др. отходов; рафинирования серебра, а также в технологиях дезактивации отработанного ядерного горючего.

В данных случаях наблюдается переход заметного количества платины и палладия в раствор. Поэтому глубокое извлечение МПГ из азотнокислых растворов является актуальной проблемой, которая может быть решена путём сорбции на синтетических ионообменных материалах.

Данная работа посвящена исследованию основных закономерностей сорбции платины и палладия в широком диапазоне концентрации азотной кислоты.

Для выбора наиболее эффективного сорбента из числа тех, которые производятся в России и за рубежом, протестирован целый ряд ионитов с различными функциональными группами.

Влияние характера функциональных групп на сорбцию МПГ показано на примере извлечения палладия (таблица 1).

Представленные данные показывают, что концентрирование палладия в фазе ионитов существенно зависит от типа сорбента и кислотности раствора.

Особенно это заметно на широко применяемом катионите КУ-2×8. Сорбенты, в структуру которых входят анионообменные группы, не столь чувствительно к изменению концентрации азотной кислоты.

В целом, наиболее эффективны смолы, обладающие комплексообразующими свойствами (АН-31, СН-3, АНКБ-35), которые и рекомендуются для извлечения МПГ из азотнокислых растворов.

Таблица 1 - Влияние кислотности раствора на поглощение палладия смолами

Ионит	Характеристика	Сорбционная ёмкость по палладию, мг/г		
		$C_{\text{HNO}_3} = 7,5 \text{ г/дм}^3$	$C_{\text{HNO}_3} = 100 \text{ г/дм}^3$	$C_{\text{HNO}_3} = 200 \text{ г/дм}^3$
КУ-2×8	катионит	70,9	0,53	0,1
АВ-17×8П	анионит	37,6	30,8	34,9
АН-31	комплексообразующий анионит	249	173	197
ВП-1П	винилпиридинсодержащие аниониты	77,7	71,6	66,8
СН-3		162,7	132,6	135,4
АНКБ-35	амфолит аминокарбоксильный	105,8	78,8	53,4
Lewatit TP 214	амфолит серусодержащий	35,7	24,0	19,0

Другим важным показателем процесса сорбции является скорость поглощения извлекаемых компонентов.

Кинетические зависимости, изученные в системе АН-31-палладий-азотная кислота-вода, представлены на рисунках 1, 2.

Из рисунка 1 следует, что с увеличением кислотности до 100 г/дм³ азотной кислоты скорость процесса падает на 23,5%. Дальнейшее повышение содержания кислоты стабилизирует интенсивность поглощения палладия. Это является важным обстоятельством в связи с образованием производственных растворов, имеющих различную концентрацию азотной кислоты.

Интересно отметить, что скорость сорбции палладия на анионите АН-31, практически постоянна вплоть до насыщения сорбента 50% палладием. Замечено, что интенсивность поглощения прямо пропорциональна концентрации палладия в растворе (рисунок 2).

Аналогичные результаты получены и для платины, однако последняя сорбируется в 1,5-2 раза медленнее, чем палладий. Этот факт необходимо учитывать при отработке технологии утилизации МПГ из производственных растворов.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

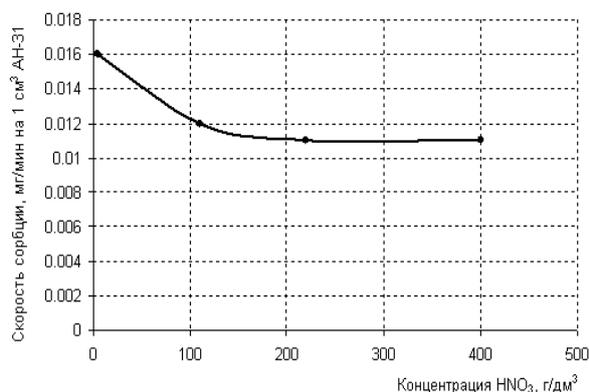


Рисунок 1 - Влияние концентрации азотной кислоты на скорость поглощения палладия ($C_{Pd} = 200 \text{ мг/дм}^3$)

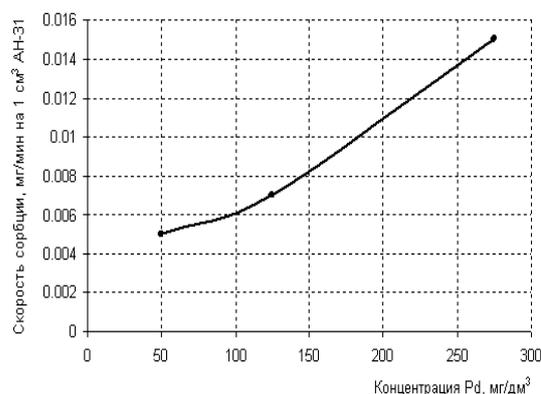


Рисунок 2 - Влияние концентрации палладия на скорость поглощения ($C_{HNO_3} = 7 \text{ г/дм}^3$)

Таблица 2 - Показатели сорбции МПГ из азотнокислых растворов

Ионит	Растворы аффинажа серебра, г/дм ³ : 182,1 Ag, 0,11 Pd, 0,034 Pt, 14,1 HNO ₃			
	Платина		Палладий	
	Степень извлечения, %	Остаточная концентрация, г/дм ³	Степень извлечения, %	Остаточная концентрация, г/дм ³
АН-31	94,12	0,002	99,97	0,00003
СН-3	97,06	0,001	99,95	0,00005
ВП-1П	86,30	0,005	99,60	0,00061

Таблица 3 - Показатели сорбции МПГ из азотнокислых растворов

Ионит	Растворы от предподготовки электронного лома, г/дм ³ : 72,1Cu, 1,35 Fe, 7,5 Ag, 0,106 Pd, 0,02 Pt, 205,7 HNO ₃			
	Платина		Палладий	
	Степень извлечения, %	Остаточная концентрация, г/дм ³	Степень извлечения, %	Остаточная концентрация г/дм ³
АН-31	98,00	0,005	99,96	0,00004
СН-3	98,00	0,004	99,96	0,00004
ВП-1П	96,00	0,008	99,48	0,00055

Исследованные иониты испытывались для извлечения платины и палладия из промышленных растворов аффинажа серебра и растворов, полученных при первичной обработке электронного лома. Результаты представлены в таблице 2 и 3.

Таким образом, полученные результаты свидетельствуют о высокой эффективности использования ионообменных смол для очистки азотнокислых растворов от МПГ, в частности от платины и палладия.

ИЗУЧЕНИЕ МАГНИТНОГО ПОЛЯ УСТАНОВКИ ДЛЯ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ВО ВЗВЕШЕННОМ СОСТОЯНИИ

В.Б. Чижевский, Е.Ю. Дегода, Н.А. Мудрых

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»
(ГОУ ВПО «МГТУ»)

Магнитное обогащение осуществляется в магнитных сепараторах, характерной особенностью которых является наличие в их рабочей зоне магнитного поля, в котором проявляется действие магнитных сил на намагниченные тела. Действие этих сил объясняется наличием в телах быстродвижущихся внутримолекулярных электрических зарядов.

Эффективность сухой магнитной сепарации мелкодробленой руды зависит от распределения и интенсивности магнитного поля в рабочем пространстве сепаратора.

Поведение какой-либо частицы в магнитном поле зависит от того, в какой степени она подвержена действию магнитной или механической силы, причем первая определяется, главным образом, характеристикой магнитного поля и магнитной восприимчивостью частицы.

В однородном магнитном поле частицы подвергаются только воздействию вращающего момента, ориентирующего их параллельно силовым линиям поля. Однако перемещение частиц к полюсам магнитной системы не происходит. Для того чтобы переместить частицу в каком-либо направлении, необходимо иметь направленную магнитную силу, которая может быть получена только в неоднородном поле. Чем выше неоднородность поля, тем сильнее магнитная частица притягивается к полюсу в направлении сходимости магнитных силовых линий. Таким образом, в магнитном сепараторе необходимо создавать как можно более неоднородные поля. Кроме того, напряженность магнитного поля должна обеспечить получение магнитной силы, достаточной для перемещения частицы с определенной магнитной восприимчивостью в направлении большей напряженности поля [1, 2].

На характеристику поля многополюсной открытой магнитной системы оказывает влияние межполюсное расстояние ($a, м$), шаг полюсов ($S, м$), ширина полюса ($b, м$), а так же форма полюсов или полюсных наконечников.

Дацук И.С, Сочнев А.Я. экспериментальными и теоретическими исследованиями магнитного поля многополюсной магнитной системы сепаратора доказали, что изменение напряженности по нормали к поверхности полюсов описывается уравнением:

$$H_x = H_0 e^{-cx} \quad (1)$$

где: H_x – напряженность поля на расстоянии x от поверхности полюсов, кА/м; H_0 – напряженность поля на поверхности полюсов ($x = 0$) кА/м; e – основание натуральных логарифмов; c – коэффициент, характеризующий неоднородность поля.

При сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии мелкодробленой магнетитовой руды магнитная сила, равная $F_{\text{магн}} = \mu_0 \chi H \text{grad} H$, должна быть достаточной, чтобы обеспечить извлечение магнитных частиц с заданным значением удельной магнитной восприимчивости χ на расстоянии от полюсов $x = h + \Delta$ [3].

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

С учетом принятых обозначений удельная магнитная сила притяжения, действующая на магнитные частицы на заданном расстоянии x от полюсов, составляет $F_{\text{магн}} = \mu_0 \chi c H_0^2 e^{-2cx}$.

Учитывая, что $\mu_0 \chi$ и H_0 постоянны, получим $\frac{\partial F_{\text{магн}}}{\partial c} = \mu_0 \chi H_0^2 e^{-2cx} (1 - 2cx)$. При этом коэффициент неоднородности равен $c = \frac{1}{2(h + \Delta)}$, м⁻¹. Так как полюсные наконечники

расположены в горизонтальной плоскости (рисунок 1), то $c = \frac{\pi}{S}$, м⁻¹, а шаг полюсов магнитной системы составит [4]:

$$S = 2\pi(h + \Delta). \quad (2)$$

Учитывая, что магнитная система установки для сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии расположена под углом α , шаг полюсов определяется по формуле:

$$S = 2\pi(h + \Delta) \cdot \cos \alpha. \quad (3)$$

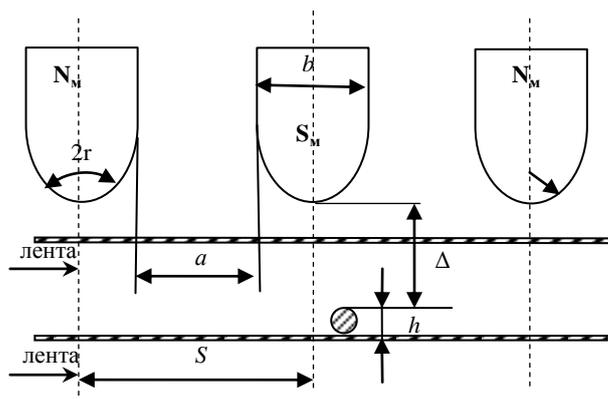


Рисунок 1. Схема расположения полюсов магнитной системы установки для сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии

Результаты исследования влияния шага полюсов на показатели обогащения при магнитной сепарации во взвешенном состоянии для смеси магнетита и кварца крупностью 1-0 мм приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Влияние шага полюсов на показатели обогащения

Наименование показателей обогащения	Шаг полюсов, м			
	0,1	0,13	0,16	0,19
Выход магнитного продукта, %	$\frac{52,43}{54,13}$	$\frac{50,64}{51,18}$	$\frac{49,07}{49,21}$	$\frac{47,18}{48,55}$
	$\frac{60,79}{59,09}$	$\frac{62,79}{62,35}$	$\frac{64,58}{64,18}$	$\frac{66,54}{64,23}$
Извлечение железа в магнитный продукт, %	$\frac{88,04}{88,36}$	$\frac{87,84}{88,15}$	$\frac{87,54}{87,25}$	$\frac{86,72}{86,14}$

Примечание: числитель – показатели при параллельном расположении лент, знаменатель – при угле, равном 3°.

Данные, приведенные в таблице 1, показывают, что при увеличении шага полюсов выход магнитного продукта и извлечение в него железа снижается, а массовая доля железа повышается. Это происходит вследствие того, что при увеличении шага полюсов магнитные частицы, попадая в зону действия первого магнита, образуют магнитные пряди. При перемещении ко второму магниту происходит отрыв и переориентация магнитных частиц, а также выпадение из прядей механически увлеченных частиц. При этом длина пряди уменьшается, а прочность повышается. Дальнейшее перемещение к третьему магниту обеспечивает практически полное удаление немагнитных частиц, что приводит к повышению качества концентрата.

Особое влияние на характеристику поля многополюсной системы оказывает отношение ширины полюса b к ширине межполюсного расстояния a . Результаты исследований представлены в таблице 2 [5].

Таблица 2 - Влияние отношения ширины полюса к ширине межполюсного расстояния на показатели обогащения

Наименование показателей обогащения	Отношение ширины полюса к межполюсному расстоянию					
	0,5:1	0,75:1	1:1	1,25:1	1,5:1	2:1
Выход магнитного продукта, %	36,30	38,10	39,40	41,94	39,70	38,6
Массовая доля железа в магнитном продукте, %	72,00	72,02	72,22	72,31	72,22	72,02
Извлечение железа в магнитный продукт, %	72,20	75,80	78,60	83,78	79,20	76,80

Данные, приведенные в таблице 2, показывают, что при увеличении межполюсного расстояния показатели обогащения снижаются. Установлено, что оптимальным отношением b/a является 1,25.

Межполюсное расстояние магнитной системы установки для сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии является основным показателем, обеспечивающим эффективное разделение сильномагнитного мелкозернистого материала. Межполюсное расстояние обеспечивает отрыв частиц от магнитной системы и зависит от напряженности магнитного поля, высоты слоя руды и расстояния от магнитной системы до слоя руды.

Для исследования и оптимизации межполюсного расстояния магнитной системы при сепарации во взвешенном состоянии тонкозернистого материала изучено распределение напряженности магнитного поля и $\text{grad}H$ в рабочей зоне сепаратора и влияние расстояния от магнитной системы до слоя руды на напряженность магнитного поля и $\text{grad}H$. Полученные данные позволили рассчитать магнитную силу, необходимую для извлечения магнетита крупностью $44 \cdot 10^{-6}$ м, и представить в виде картины распределения магнитной силы в рабочей зоне сепаратора (рисунок 2).

Закрепление магнитной частицы на поверхности магнитной системы происходит при условии, когда магнитная сила, действующая на частицу, больше силы тяжести. Для определения зон притягивания и отрыва частиц была рассчитана сила тяжести магнетита, которая составила $2,2 \cdot 10^{-9}$ кг·м/с², и сравнена с магнитной силой.

Из рисунка 2 видно, что на поверхности магнитной системы сила тяжести магне-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

тита крупностью $44 \cdot 10^{-6}$ м превышает магнитную силу на расстоянии 0,1 и 0,26 м от начала магнитной системы, следовательно, в этих точках произойдет отрыв магнитных частиц.

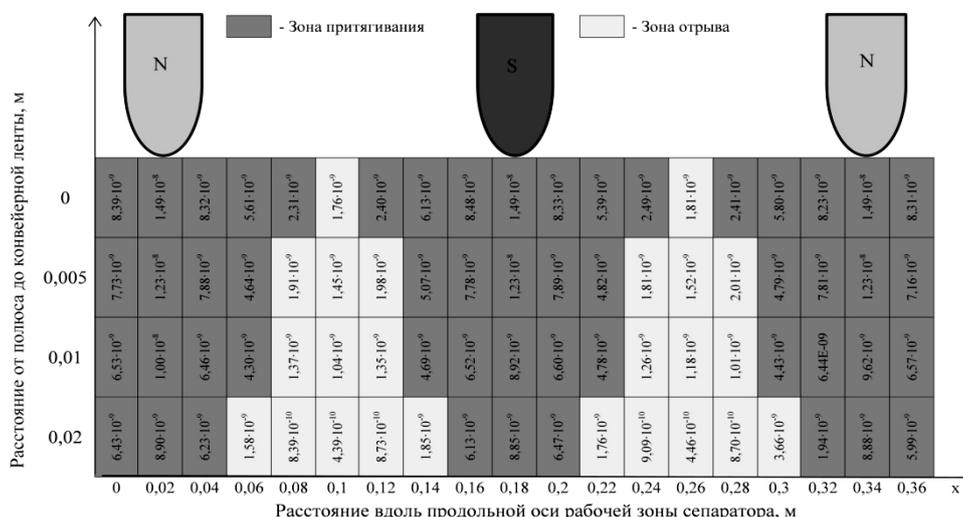


Рисунок 2 - Картина распределения магнитной силы (Н) в рабочей зоне сепаратора

При увеличении расстояния от полюса до конвейерной ленты до 0,005 м диапазон значений магнитной силы, превышающий силу тяжести, сужается и зона отрыва увеличивается: с 0,08 до 0,12 м для первого и второго магнита; с 0,24 до 0,28 м - для второго и третьего магнита.

Аналогичное сужение зон притягивания и увеличение зон отрыва имеет место на расстоянии 0,01 м.

При увеличении расстояния от полюса до конвейерной ленты до 0,02 м происходит дальнейшее сужение зон притягивания: с 0 до 0,04 м для первого магнита; с 0,16 до 0,2 м для второго магнита; с 0,32 до 0,36 м для третьего магнита.

Таким образом, зоны притягивания и отрыва зависят от расстояния от полюса до конвейерной ленты, напряженности магнитного поля и межполюсного расстояния магнитной системы установки для сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии. Установлено, что оптимальное расстояние от полюса до конвейерной ленты составляет 0,005 - 0,01 м.

Список использованных источников

1. Преображенский, А.А. Магнитные материалы и элементы: учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Высш. шк., 1976. – 336 с.
2. Епифанов, Г.И. Физика твердого тела: учеб. пособие. – 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Высш. шк., 1977. – 288 с.
3. Кармазин, В.И. Современные методы магнитного обогащения руд черных металлов. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 659 с.
4. Деркач, В.Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966. – 338 с.
5. Кравец, Б.Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. - М.: Недра, 1986. – 304с.

ОБОГАТИМОСТЬ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

В.Б. Чижевский, О.П. Шавакулева

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»
(ГОУ ВПО «МГТУ»)

В последние годы в связи с истощением месторождений магнетитовых руд возникают проблемы обеспечения металлургических предприятий Южного Урала железорудным сырьем.

Перспективным сырьем являются расположенные в регионе титаномагнетитовые руды, месторождений Копанское, Чернореченское, Медведевское, Малый Куйбас, Суоямское, Тымлай и Качканарское.

Титаномагнетитовые руды представляют основную часть разведанных железных руд. Особый интерес представляют Копанское и Чернореченское месторождения с прогнозными ресурсами до 6 млрд т.

Руды этих месторождений в зависимости от соотношения рудообразующих минералов делятся на сплошные титаномагнетитовые и вкрапленные.

Сплошные титаномагнетитовые руды являются преобладающим типом на Чернореченском месторождении, а на Копанском они составляют 40,2% от общих учтенных балансовых запасов.

Магнетит является наиболее распространенным минералом в составе как сплошных, так и вкрапленных руд. Содержание его составляет от 15-20 до 70-90%.

Размеры зерен магнетита колеблются в широких пределах от 0,05-0,08 до 1,5-2,0 мм. Вторым по степени распространения рудообразующим минералом является ильменит, содержание которого составляет от 10 до 30% от рудной массы.

Сплошные руды аналогичны рудам Кусинского месторождения, которые переработаны по технологии, включающей мокрую магнитную сепарацию и флотацию ильменита.

Таблица - Технологическая классификация титаномагнетитовых руд

Руда	Крупность зерен, мм	Массовая доля фракций титаномагнетита, %		Доля запасов, доли ед.
		дисперсной	дисперсной и тонкой	
Крупновкрапленная	3	0-5	0-5	0,107
Средневкрапленная	1-3	5-10	5-15	0,201
Мелковкрапленная	0,2-1	10-17	15-50	0,416
Тонковкрапленная	0,74-0,2	17-50	50-75	0,228
Дисперсно-вкрапленная	0,074-0	50-100	75-100	0,048

Титаномагнетитовые руды – ценное комплексное сырье, имеющее в своем составе железо, титан и ванадий в количествах, достаточных для их промышленного извлечения. Однако ограничивающим фактором для широкого их использования в традиционной металлургии является наличие в получаемых концентратах диоксида титана.

Характеристика титаномагнетитовых руд различных месторождений указы-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

вадет на сложность их вещественного состава, тесное взаимопрораствание минералов и весьма тонкую их вкрапленность, что определяет трудную степень обогатимости данных руд.

По размеру вкрапленности рудных минералов выделяют несколько типов титаномагнетитовых руд (таблица).

Представленная классификация не позволяет дать рекомендации по переработки титаномагнетитовых руд. Наиболее важное значение имеет форма нахождения диоксида титана. Анализ исследований и практики переработки титаномагнетитовых руд позволяет разделить месторождения данных руд на две группы.

1. Группа месторождений, в которых титаномагнетит представлен структурой сростания магнетита и ильменита. К таким месторождениям относятся Копанское, Медведевское, Кусинское, Чернореченское, Суоямское и т.д.

Для переработки руд данного типа возможно применение различных технологий обогащения с использованием как магнитно-гравитационных, так и магнитно-флотационных технологий с различными реагентными режимами.

В результате обогащения возможно получение железованадиевого и ильменитового концентратов.

При тонкой вкрапленности титаномагнетитовой руды, когда зерна магнетита пронизаны точечными и пластинчатыми включениями ильменита и составляют от долей микрона до 0,1 мм необходима доводка полученного железованадиевого концентрата.

Технология доводки заключается в создании оптимальных условий для раскрытия сростков и избирательного разделения минералов, что обеспечивает повышение массовой доли железа с 55,4-57,9 до 60,0-62,0% при уменьшении диоксида титана с 10,5-11,3 до 5,8-4,1% в железованадиевом концентрате.

Ильменитовый концентрат получается с массовой долей диоксида титана 43,2-45,1% при извлечении 47,2-49,7%.

Важнейшее значение при этом имеет количество свободного ильменита в руде. Так, в рудах Медведевского месторождения оно наибольшее и получение ильменитового концентрата представляет менее трудную задачу.

2. Группа месторождений, в которых титаномагнетит представлен твердым раствором диоксида титана в магнетите, являющимся сложным оксидом и представляющим собой:

- промежуточный член изомерной серии твердых растворов – магнетит (FeF_2O_4) → ульвешпинель (TiFe_2O_4) → магнезиальная ульвешпинель (TiMg_2O_4);
- магнетит с включениями продуктов распада твердых растворов (ильменита ульвешпинели) и их последующего замещения (рутил, перовскит);
- магнетит с высоким содержанием (до 37%) ильменитовой компоненты ($\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{FeTiO}_3$), которой называется титаномаггемит.

К этой группе можно отнести месторождения Качканарское, Малый Куйбас и Тымлай. Железосодержащий концентрат с массовой долей диоксида титана до 2-2,5%, получаемый из руд Качканарского месторождения, используется совместно с магнетитовым концентратом, а титаномагнетитовая руда месторождения Малый Куйбас подшихтовывается к магнетитовой руде перед ее обогащением.

Попытки снизить массовую долю диоксида титана в магнетитовых концентратах,

получаемых из вышеуказанных руд, не дали положительных результатов.

Особенно наглядно это проявляется при переработке титаномагнетитовых руд месторождения Тымлай.

При массовой доле железа в исходной руде 34,7%, а диоксида титана – 11,89% получен черновой концентрат содержащий 49,1% железа и 15,1% диоксида титана.

Применение доводки черного концентрата с доизмельчением до крупности - 0,02 мм позволило повысить массовую долю железа до 55,8%.

Одновременно повысилась и массовая доля в нем диоксида титана до 17,36%, то есть имеется прямая взаимосвязь массовой доли в концентратах железа и диоксида титана. Это свидетельствует о тесной связи титана с железом.

Применение обратной катионной и анионной флотации, прямой анионной флотации не дало положительных результатов.

Следует отметить, что массовая доля диоксида титана в немагнитных продуктах перемеления снижается до 7,21-7,41%, а в продуктах флотации до 7,75-10,3%, что не позволяет получать ильменитовый концентрат.

Таким образом, использование механических процессов переработки руд данного типа без изменения ее фазового состава не позволяет получить кондиционные железованадиевый и ильменитовый концентраты, так как диоксид титана тесно связан с железом и при повышении массовой доли его в концентратах увеличивается и массовая доля диоксида титана.

Полученные концентраты требуют специальной металлургической переработки.

Разработка эффективных технологий переработки титаномагнетитовых руд может обеспечить получение высококачественных концентратов. Поэтому вопрос разработки технологий комплексной переработки титаномагнетитовых руд приобретает особую актуальность в настоящее время.

СОВРЕМЕННЫЕ ПОДХОДЫ К РАЗРАБОТКЕ И СОЗДАНИЮ НОВОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

В.Ф. Скороходов, В.В. Бирюков, М.С. Хохуля, А.С. Опалев

e-mail:skorohodov@goi.kolasc.net.ru, birukov@goi.kolasc.net.ru, mike@goi.kolasc.net.ru,
opalevAS@rambler.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Горный институт
Кольского научного центра РАН

К началу XXI века в области переработки полезных ископаемых обострился ряд проблем, обусловленных несоответствием качества добываемого минерального сырья, с одной стороны, и возможностей традиционных процессов обогащения — с другой. Постоянно ухудшающиеся горно-геологические условия, связанные с увеличением глубины разработки месторождений, снижение содержания полезных компонентов в руде неизбежно ведут к росту затрат на добычу и переработку. Компенсация данных затрат возможна только при комплексном повышении производительности труда во всех обогатительных процессах, снижении их капитало-, материало- и энергоемкости.

В этих условиях повышение полноты и комплексности обогащения полезных ис-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

копаемых, создание высокоэффективных, экологически безопасных технологий приобретает первостепенное значение. Оно должно основываться на интенсификации действующих и создании новых способов извлечения компонентов из труднообогатимых руд и техногенных образований на базе новейших достижений фундаментальных наук.

В настоящее время общепризнанным фактом является невозможность изготовления сложной наукоемкой продукции, к которой относятся аппараты для разделения минеральных компонентов без применения современного программного обеспечения. Основными факторами успеха в современном промышленном производстве являются: сокращение срока выхода продукции на рынок, снижение ее себестоимости и повышение качества. К числу наиболее эффективных технологий, позволяющих выполнить эти требования, принадлежат так называемые CAD/CAM/CAE-системы (системы автоматизированного проектирования, технологической подготовки производства и инженерного анализа). Применение компьютерных CAD/CAM/CAE-систем позволяет в кратчайшие сроки решить триединую задачу расчета, изготовления и автоматизации новых процессов и аппаратов. С помощью CAD/CAM/CAE-систем можно создавать единые цифровые модели, позволяющие проектировать, визуализировать и испытывать разрабатываемые изделия, снижать время на разработку и быстрее выводить инновационные решения на рынок. Для решения расчетных задач, связанных с гидродинамикой многофазных процессов, к которым относятся процессы разделения минеральных компонентов происходящих в обогатительных аппаратах, и задач прочностного анализа применяются CAE – системы (computer– aided engineering)

В процессе проектирования новых эффективных обогатительных аппаратов и при модернизации существующих возникает необходимость использования нестандартных технических решений. При этом в ряде случаев определение гидродинамических характеристик элементов конструкций вызывает затруднения. В основе существующих инженерных методик расчета рабочих объемов лежат упрощенные модели гидродинамических явлений и процессов, с эмпирическими корреляциями, опирающимися на обширные данные теоретических, лабораторных и натуральных исследований. Эти методики являются надежным инструментом для проектирования аппаратов, но часто не позволяют учитывать наличие в конструкции новых, не отработанных экспериментально элементов. В практике прошлых лет для выхода из подобного рода ситуаций проводились специальные экспериментальные исследования. В настоящее время такой подход к проектированию нельзя признать рациональным как по времени, так и по финансовым затратам. Современный уровень численного моделирования течений многофазных процессов, опирающийся на апробированные программные пакеты вычислительной гидродинамики, сделал реальным проектирование без проведения дорогостоящих и длительных экспериментальных работ.

Успешному решению поставленных задач при проектировании сложных объектов в последнее время способствует широкое распространение метода конечных элементов, реализованного в различных программных комплексах, в том числе в ANSYS.

Одним из наиболее широко применяемых программных комплексов, позволяющих создавать CFD модели течений, является пакет ANSYS CFD (FLUENT), включающий инструментарий для создания двухмерных и трехмерных расчетных областей геометрических моделей, сеточные генераторы, расчетные модули и блоки обработки результатов расчетов.

Под разработкой CFD-модели подразумевается процесс компьютерного представления таких составляющих, как геометрия исследуемого объекта, расчетная сетка рассматриваемой геометрии, граничных условий и физических свойств материалов, моделей турбулентности, а также параметров численного решения системы уравнений Навье-Стокса и Эйлера. При использовании CFD-технологий появляется возможность использования полной трехмерной геометрической модели. При этом нет необходимости упрощать физические процессы в течениях взаимодействующих фаз. Поля концентраций и скорости движения отдельных фаз и потоков могут рассчитываться в любом количестве локальных точек в рабочем пространстве исследуемого аппарата.

Таким образом, CFD-модели потенциально обладают более высокой точностью, а также значительно большей информативностью. Поэтому вычислительный эксперимент на основе CFD-моделей приближается по своим качествам к натурному эксперименту, что позволяет дополнить или заменить его для получения новых данных, в частности, в виде критериальных зависимостей.

При переработке различных видов мелкозернистого сырья, характеризующегося пластинчатой формой ценных компонентов определение различий в скоростях падения плоских и изометричных зерен минералов в потоке суспензии даст возможность выбрать и обосновать оптимальные параметры гравитационного обогащения руд различного диапазона крупности.

На рисунке 1 в качестве примера, приведены результаты численного моделирования движения плоской частицы в жидкости: скорости, давление; возникающие вихревые потоки.

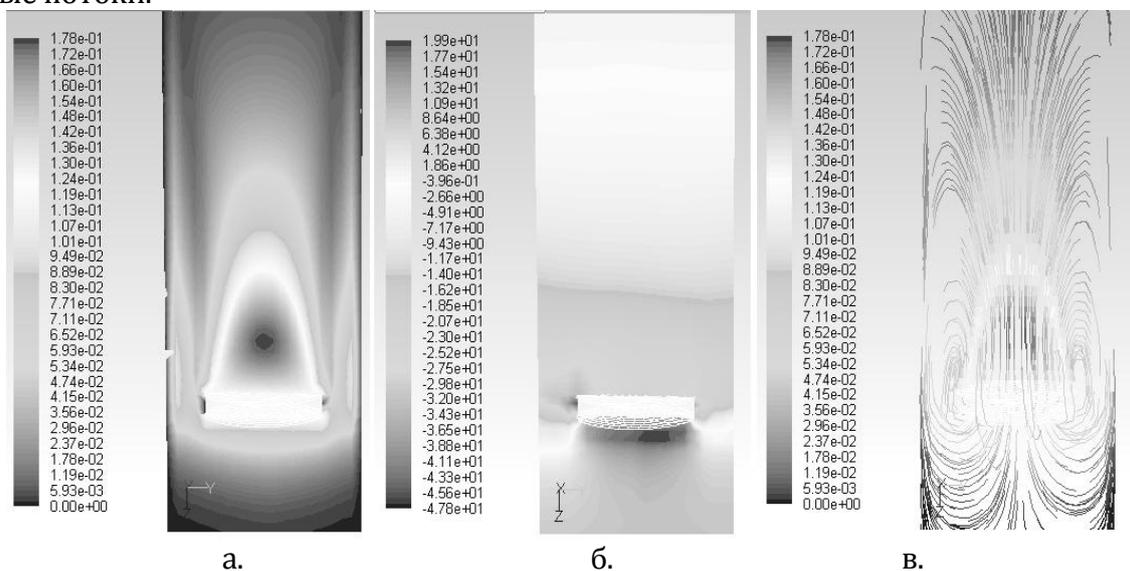


Рисунок 1 - Графическое изображение результатов моделирования движения плоской частицы в узкой трубе:

а – скорости, б – давление, в – вихревые потоки жидкости

Гидродинамическая структура потока суспензий в гравитационных аппаратах, используемых при переработке слюдяных руд, оказывает существенное влияние на процессы разделения.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Знание распределений скоростей и объемных концентраций частиц по всему объему аппарата дает возможность оптимизировать гидродинамические и, тем самым, конструктивные параметры гравитационных аппаратов (например, гидравлических сепараторов, когда разделительным признаком в них выступает форма частиц).

Технологический процесс магнитно-гравитационной сепарации в закрученном потоке жидкости относится к наиболее перспективным и экологически безопасным технологиям получения магнетитовых концентратов различного заданного качества.

Применение компьютерных CAD/CAM/CAE-систем при создании нового магнитно – гравитационного оборудования позволяет существенно сократить затраты на научно-исследовательском и опытно-конструкторском этапах, использовать опыт промышленной эксплуатации в дальнейшем совершенствовании конструкций аппаратов.

На протекание разделительных процессов оказывают существенное влияние такие гидродинамические эффекты, как присоединение вихря к стенке аппарата, (эффект Коанда), прецессия вихревого ядра, вторичные течения и рециркуляционные зоны.

Расчет распределений скоростей и концентраций отдельных фаз в рамках созданной CAE (CFD) модели потока ферромагнитной суспензии в магнитном поле позволяет определить характер процесса разделения в целом для повышения их устойчивости и контролируемости.

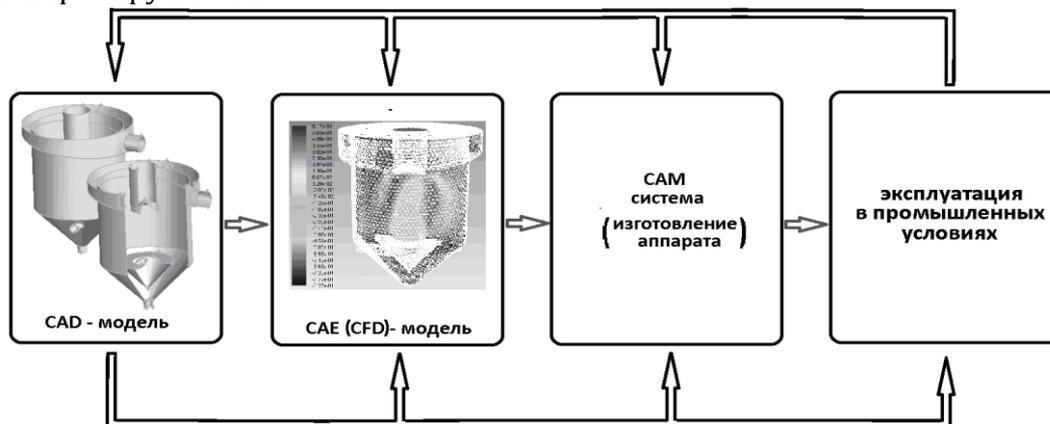


Рисунок 2 - Взаимосвязь этапов разработки, изготовления и внедрения обогатительного оборудования на примере магнитно – гравитационного сепаратора с применением CAD/CAM/CAE-систем

Современные системы не только дают возможность сократить срок внедрения новых изделий, но и оказывают существенное влияние на технологию производства, позволяя повысить качество выпускаемой продукции, повышая, тем самым, ее конкурентоспособность.

Применение новейших информационных технологий позволяет разрабатывать и внедрять в производство наиболее эффективное и надежное, энергосберегающее обогатительное оборудование и помогает горнодобывающей промышленности максимально быстро адаптироваться к условиям новой конкурентной среды, в выпуске конкурентоспособной и максимально экологически безопасной продукции.

**ВЛИЯНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА И СТРОЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ
МАРГАНЦЕВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ СЕЛЕЗЕНЬ НА ИХ ОБОГАЩЕНИЕ**

Ю.М. Астахова, Ю.Н. Шувалова, О.А. Якушина

e-mail: astachova_j@mail.ru, Россия, г. Москва

Федеральное государственное унитарное предприятие

Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья

им. Н.М. Федоровского (ФГУП «ВИМС»)

На сегодняшний день Россия обладает значительными прогнозными ресурсами марганцевых руд, основная часть которых сконцентрирована в Сибирском регионе. Однако, минерально-сырьевая база марганца представлена рудами невысокого качества, отличающимися низким содержанием марганца и значительным количеством фосфора, железа и кремния.

Месторождение исследуемых марганцевых руд Селезень расположено в 65 км к юго-западу от г. Таштагола Кемеровской области и приурочено к Бийско - Катунской структурно-формационной зоне. В толще переотложенных кор выветривания выявлены пластовые рудные тела валунчатых марганцевых и железо-марганцевых руд.

Марганцевые руды представлены порошковатым, материалом полиминерального состава, в котором присутствуют плотные обломки окисленных руд в виде желваков колломорфной текстуры. Встречаются обломки рудных кварцитовых брекчий, обломочный материал которых сложен преимущественно обломками кварцитов сцементированными железо-марганцевым материалом.

По химическому составу руды характеризуются повышенным содержанием кремнезема (43,3-76,6%). Содержание фосфора (0,04-0,1% P_2O_5), марганца (8,7-17 % Mn), железа (5,3-13,8% Fe).

Главным рудным минералом является псиломелан. Как правило, псиломелан имеет скрытокристаллическое, реже колломорфное строение, нередко выполняет роль цемента в кварцитовых брекчиях. В подчиненном количестве присутствует пиролюзит, который входит в состав полиминеральных рудных агрегатов, имеет более высокое отражение, в основном ассоциирует с псиломеланом, образуя в нем прожилки, сформированные тонкокристаллическими агрегатами, сложенные кристаллами призматической формы.

Так же следует отметить, что в руде присутствуют полиминеральные агрегаты сформированные тесно ассоциирующими между собой псиломеланом, криптомеланом, пиролюзитом и асболоном, находящиеся, как правило, в земистой, порошковой составляющей руды. Руды отличаются переменным содержанием гидроксидов железа, среди которых доминирует гетит, присутствующий в виде рудных агрегатов, в которых играет доминирующую роль, в ассоциации с ним всегда присутствуют гидроксиды марганца, так же отмечаются фрагменты почковидных образований существенно гетитового состава. Гетит, как правило представлен в основном скрытокристаллической разновидностью.

Главными пороодообразующими минералами является кварц и глинистые минералы. В целом, морфоструктурные особенности руд и пород скажутся на процессе рудоподготовки. При классификации руд следует ожидать накопления плотных и

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

относительно твердых обломков кремнистых пород с богатой марганцевой минерализацией и фрагментов марганцевых желваков в крупных классах руды. Более тонкий материал, вероятно, будет обогащен тонкодисперсными гидроксидами марганца, формирующими землистые и порошковатые руды, а так же кварцем алевритовой размерности.

Количественное преобладание псиломелана в рудах, представленного несколькими разновидностями, различающимися физическими свойствами, будет определять его накопление в различных продуктах гравитационного и магнитного анализов, а также отсадки. Тесная ассоциация рудных минералов и их морфоструктурные особенности не позволят выделить конкретные минералы.

Поведение кварца в процессах обогащения будет определяться не только его гранулярным составом и плотностными характеристиками, но и морфометрическими характеристиками.

МИКРОБИОЛОГИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА СОСТАВ ОБОРОТНЫХ ВОД И СОХРАННОСТЬ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ*

Г.А. Евдокимова¹, А.Ш. Гершенков²

e-mail: galina@iner.ksc.ru, Россия, г. Апатиты, Кольский научный центр РАН

¹Институт проблем промышленной экологии Севера (ИППЭС КНЦ РАН)

²Горный институт (ГоИ КНЦ РАН)

Процессы, происходящие в хвостохранилищах, играют существенную роль при формировании состава оборотных вод и сохранности сырья, складированного здесь в виде отходов. Изменения происходят как в объеме жидкой фазы, где протекают химические реакции, меняющие ионный состав воды, так и на поверхности самих минералов.

На фабриках при использовании оборотных вод предусматривается целый ряд мер по сохранению технологических показателей. В основном это связано с флотацией различных руд в условиях использования оборотных вод сложного ионного состава и повышенного содержания взвешенных частиц. В то же время, увеличение концентраций в оборотной воде различных ионов и остаточных органических соединений, используемых при флотации, способствуют возрастанию численности бактерий в оборотной воде.

Исследовано влияние бактерий на флотацию несulfидных руд, на примере апатит-нефелиновой руды с использованием оборотного водоснабжения (Евдокимова и др., 2008). Основное количество микроорганизмов поступает в обогатительный процесс из оборотных вод и частично – вместе с перерабатываемой рудой. Численность бактерий в оборотной воде подвержена сезонным изменениям. Их количество возрастает от зимне-весеннего периода к летне-осеннему. Также отмечено колебание чис-

* Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Программы фундаментальных исследований Отделения наук о Земле РАН № 5 «Наноразмерные частицы в природе и техногенных продуктах: условия нахождения, физические и химические свойства и механизмы образования».

ленности бактерий по операциям технологического процесса и достижение максимальных содержаний в пенном продукте III перерешетки апатитового передела – до 6 млн. жизнеспособных клеток в 1 мл.

Выявлено, что бактерии ухудшают флотированность апатита за счет взаимодействия с активными центрами кальцийсодержащих минералов и интенсивной флокуляции при флотации, нарушающей селективность процесса.

Помимо этих явлений ряд авторов свидетельствует о деструкции минералов, входящих в состав апатит-нефелиновых руд и подчеркивает важную роль микроорганизмов в процессах первичного почвообразования на такой материнской породе как нефелин-содержащие отходы обогащения (Аристовская, 1980; Аристовская, Кутузова, 1968; Евдокимова и др. 2010).

Деструкция минералов может происходить под воздействием микробных ферментов и слизей, имеющих, как правило, полисахаридную природу. Карбоксильные и фенольные группы, входящие в их состав, разрушают кристаллические решетки минералов. Наиболее универсальным и эффективным средством биогенной деструкции минералов, в данном случае нефелина и кианита, является косвенное воздействие микроорганизмов на минералы продуктами обмена веществ, представляющих собой сильные химические реагенты. К ним относятся минеральные кислоты (азотная, серная), продуцируемые автотрофными нитрифицирующими бактериями и серобактериями, органические кислоты (лимонная, уксусная, муравьиная, щавелевая, янтарная, винная и др.), продуцируемые целым рядом гетеротрофных бактерий и микроскопических грибов.

Выраженной способностью к кислотообразованию отличаются микроскопические грибы. Полагают, что образование лимонной кислоты – наиболее частый биохимический процесс у грибов (Henderson, Duff, 1963). Именно под влиянием этой кислоты происходит быстрая деструкция алюмосиликатов (Рагим-заде 1968).

Нами выделены из техногенных сред кислотообразующие бактерии и грибы. Мицелиальные грибы *Penicillium glabrum*, *P.purpurogenum*, *P.steckii*, *P.aurantiigriseum*, выделенные из нефелин-содержащих отходов, за 7 сут подкисляли питательную среду (среда Чапека) на 1.0-1.2 ед. Бактерии *Pseudomonas fluorescens*, *Ps. plecoglossicida Corynebacterium sp.*, выделенные из оборотной воды апатитонепелиновой фабрики, также снижали значение pH питательной среды на 2.5-3.0 ед. за 4 сут. Одноклеточный гриб *Rhodotorula glutinis* достиг рекордных показателей по кислотообразованию, снизив за 4 сут значение pH питательной среды с 6.10 до 2.14, т.е. на почти на 4 единицы.

В качестве объектов в проведенных исследованиях использовали нефелин, кианит и апатит. Первые два минерала представляли интерес как алюмосиликатные минералы. Причем нефелин – легкорастворимый минерал, а кианит – более устойчив к воздействию растворителей. Для сравнения выбран апатит, как наиболее распространенный минерал в хвостохранилищах, представляющий наибольший интерес с точки зрения его последующего извлечения.

Косвенными показателями происходящих процессов биогенного выщелачивания минералов являются такие процессы как увеличение биомассы грибов на средах с добавлением минералов и изменение кислотно-щелочных условий среды. Добавление в питательную среду изучаемых минералов способствовало возрастанию грибной биомассы по сравнению с контрольными вариантами без минералов. Грибная биомасса возрастала в 2-3 раза в вариантах с нефелином и апатитом и до 13 раз в варианте с

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

кианитом. Объяснить это можно выщелачиванием биогенных элементов, в частности Р и Са, из минералов в раствор, имеющий кислую реакцию. Кроме того, значения рН среды изменялись на протяжении опыта: среда сначала подкислялась в результате образования органических кислот грибами, но к 20 суткам происходило сильное подщелачивание среды – более чем на 3 единицы, что может быть сопряжено с выщелачиванием к этому периоду заметных количеств щелочных и щелочноземельных элементов из нефелин-содержащих отходов.

Приведенные результаты химических анализов прямо свидетельствуют о происходящей биогенной деструкции исследуемых минералов (таблица 1).

Таблица 1 - Динамика содержания макроэлементов (мг/л) в растворе с *Aspergillus niger* в опыте с нефелин-содержащими отходами

Сутки	SiO ₂		Al ₂ O ₃		P ₂ O ₅		CaO	
	контроль	опыт	контроль	опыт	контроль	опыт	контроль	опыт
12	2.7	430.0	0.6	766.0	-	-	1.3	0.1
20	1.5	560.0	0.8	130.0	168.0	145.0	1.9	6.8
30	9.9	15.5	0.5	10.9	460.3	83.0	1.0	6.5
60	следы	78.5	0.9	9.7	387.2	116.0	0.3	4.9

Примечание. Контрольный вариант – с нефелин-содержащими отходами без *Aspergillus niger*, опытный вариант – с нефелин-содержащими отходами и *Aspergillus niger*.

Из полученных данных следует, что содержание биогенных Al и Si определяется кислотно-щелочным режимом среды: чем кислее среда, тем быстрее происходит деструкция нефелина.

В кислой среде количество SiO₂ и Al₂O₃ в десятки раз выше, чем в щелочной. Спустя месяц после постановки опыта содержание Al и Si в растворе значительно снизилось, что можно объяснить замедлением процессов биогенной деструкции минералов и переходом уже имевшихся в растворе элементов в осадок в связи с подщелачиванием среды.

Следует отметить, что степень выщелачивания кремнезема из стекла колб, в которых выращивался испытуемый грибок, ничтожно мала (1.5 мг/л) по сравнению с интенсивностью биогенного растворения кремнезема нефелина.

Р и Са являются биогенными элементами, необходимыми для роста гриба и осуществления им биохимических процессов. Поэтому и не удивительно, что данных элементов меньше там, где происходит активный рост грибного мицелия, т.е. при добавлении в среду нефелин-содержащего песка.

Грибы осуществляли также активное выщелачивание СаО из апатита.

Содержание СаО в средах с *Aspergillus niger* и *Penicillium glabrum* было в 23 раза выше, чем в среде, не инокулированной грибами.

Однако выщелачивание P₂O₅ из апатита этими грибами происходило менее интенсивно.

Выщелачивание макроэлементов из изучаемых минералов грибами проходило косвенным путем посредством органических кислот, продуцируемых им. Пленки грибного мицелия развивались на поверхности жидкой среды и непосредственно с частицами нефелина или апатита не соприкасалась.

Бактерии *Pseudomonas fluorescens* подкисляют среду, продуцируя ряд органиче-

ских кислот. Под их действием нефелин, являющийся нестойким материалом к кислотному выщелачиванию, растворяется, о чем свидетельствует активное освобождение из нефелина Si и Al. Так, через 12 сут количество SiO₂ в растворе с бактериями было в 7 раз выше, чем в стерильном растворе, а Al₂O₃ – в 28 раз.

Бактерии *Pseudomonas plecoglossicida*, используемые в опыте с кианитом, также явились активными кислотообразователями, снизив pH питательной среды с 6.6 до 3.6 в течение первых 12 сут.

В кислой среде произошла деструкция кианита. Количество Al₂O₃ увеличилось за 12 сут в среде с бактериями в 16 раз по сравнению с контрольным вариантом без бактерий, количество SiO₂ – в 7 раз. Через 40 сут это различие возросло до 23 и 10 раз соответственно (таблица 2).

Безусловно, это потенциальные деструкционные возможности микроорганизмов-кислотообразователей, полученные в условиях лабораторного опыта.

Однако при исследовании микробных пейзажей *in situ* мы часто наблюдали обширные разрастания грибного мицелия и крупные бактериальные скопления вокруг органических и минеральных частиц.

Аналогичную картину мощного разрастания грибных гиф вокруг частиц апатита наблюдала Т.В. Аристовская (1980). Это приводит к выводу, что биогенная трансформация алюминий- и апатит-содержащих промышленных отходов протекает и в природе, только менее интенсивно.

Таблица 2 - Содержание оксидов кремния и алюминия (мг/л) в растворе с *Pseudomonas plecoglossicida* в опыте с кианитом

Сутки	SiO ₂		Al ₂ O ₃	
	контроль	опыт	контроль	опыт
12	20.4	152.2	18.4	293.0
40	21.8	226.7	20.1	468.2

Примечание. Контрольный вариант – с кианитом без *Ps. plecoglossicida*; опытный вариант – с кианитом и *Ps. plecoglossicida*.

Возможно, в окружающей природной среде находятся штаммы бактерий и грибов, обладающие более мощными ферментными системами и способностями кислотообразования, чем исследованные нами виды.

При заселении отходов обогащения растительностью, накоплении в субстрате биогенных органических кислот, как низкомолекулярных, так и высокомолекулярных гумусовых, процессы деструкции минералов ускоряются.

Экологическая значимость этих процессов велика как при формировании примитивных почв, так и при трофических взаимодействиях между различными микроорганизмами в сообществах. Так, грибы-деструкторы способны обеспечить питательными элементами не только себя, но и других представителей микробного сообщества.

Таким образом, универсальным и эффективным средством деструкции минералов является косвенное воздействие микроорганизмов на минералы продуктами обмена веществ, представляющими собой химические реагенты: минеральные и органические кислоты и щелочи, продуцируемые целым рядом автотрофных и гетеротрофных бактерий и микроскопических грибов.

Биогенная деструкция нефелина и кианита, показателем которой является со-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

держание в растворах SiO_2 и Al_2O_3 , определяется кислотно-щелочным режимом среды и физиолого-биохимическими особенностями микроорганизмов.

Бактерии и грибы, находящиеся в оборотных водах, оказывают влияние на изменение значений pH и ионного состава вод, а также трансформацию отходов переработки руд.

Складированные отходы находятся в хвостохранилищах неопределенно долгое время, и процессы их биогенной деструкции могут быть значимы в историческом отрезке времени. Причем, в этом случае изменяются поверхностные свойства минералов продуктами метаболизма, что подтверждается образованием на поверхности минералов пленок, новых образований под влиянием бактерий и грибов.

По нашему мнению одним, из основных факторов, оказывающим влияние на показатели комплексного обогащения отходов переработки руд, являются процессы трансформации поверхности минералов под действием продуктов жизнедеятельности бактерий, что подтверждается рядом физико-химических исследований.

РАЗРАБОТКА ПРОЕКТОВ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМОГО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Е.А. Сычёва

e-mail: vcmnauka@mail.east.telecom.kz, Республика Казахстан, г. Усть-Каменогорск
РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» ДГП «Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов»
(РГП «НЦ КПМС РК» ДГП «ВНИИцветмет»)

Традиционно зоны действия горно-металлургических комплексов являются зонами экологического риска. Экологические проблемы в цветной металлургии связаны с несовершенством существующих технологий и с вовлечением в производственный процесс нетрадиционного сырья - труднообогатимых руд, вскрытых и находящихся в недрах, и отвальных отходов металлургического (шлаки, пыли, шламы) и горно-обогатительного производства (забалансовые руды, вскрышные породы, хвосты). С наиболее высоким удельным выходом отходов связана работа горно-обогатительных предприятий.

Труднообогатимое рудное и техногенное сырье характеризуется неблагоприятными технологическими характеристиками, низким содержанием цветных, благородных и редких металлов и сложным химико-минералогическим составом.

Усиление несоответствий между нетрадиционным сырьем со сложным химико-минералогическим составом и существующими технологиями означает снижение показателей извлечения металлов и качества продукции, как при обогащении, так и на металлургическом переделе, рентабельности производства, увеличение выхода отходов и ухудшение экологической ситуации.

Труднообогатимое сырье осваивается ещё слабо, поэтому в создавшихся условиях актуальность проблемы комплексного освоения месторождений, восстановления списанных сырьевых запасов, обеспечения рентабельности предприятий и воз-

мещения ущерба государству от нерационального использования сырья имеет экономическое (сырьевое) и экологическое значение. Ее решение во многом связано с поиском наукоемких высокоэффективных, экологически чистых технологий для реализации комплексного освоения нетрадиционных сырьевых ресурсов.

Во ВНИИцветмете в направлении поиска средств и методологии вскрытия и переработки труднообогатимого сырья для основных технологических переделов с учетом экономических и экологических ограничений выполняются исследования фундаментального и прикладного плана.

Проблемы освоения новых материалов и разработки технологических решений принципиально решаются строго в соответствии с выявлением особенностей и оценкой технологических свойств материалов сырья и составляющих минералов, в том числе электрофизических и электрохимических свойств.

Основная трудность вскрытия и переработки связана с тем, что технологические свойства нетрадиционного сырья и составляющих минералов изменяются в широких пределах, часто они нивелируются, «сглаживаются». Именно такие неблагоприятные технологические характеристики и являются причиной несоответствия между перерабатываемым сырьем и существующими технологиями с классическим сочетанием обогащения и металлургии.

При решении задач для практического обогащения и металлургии важное значение придается предварительному изменению структуры и свойств минерального сырья в результате энергетических воздействий или воздействий определенных концентраций реагентов, вводимых в разделяемые системы путем последовательного, направленного, оптимально скомбинированного использования электрофизических методов рудоподготовки, флотации и гидрометаллургии. Этим обеспечивается усиление контрастности свойств составляющих минералов, технологически благоприятное для переработки традиционными методами.

Была показана экономическая целесообразность использования в комбинированных технологиях подготовки руды (техногенных отходов) непосредственно к металлургическому переделу, минуя флотацию, **сепараций и сортировок**. Возможность их организации непосредственно на месте добычи или складирования рудных материалов позволит снизить расходы на транспортировку, воду, реагенты, фильтрацию, оборудование, электроэнергию. Например, из забалансовой руды возможно сразу отделить до 75% нерудной массы с помощью рентгенорадиометрической покусковой, мелкопорционной и, при необходимости, радиорезонансной сепарации. Потери металлов с хвостами сравнимы с флотационными.

Установлена положительная роль **электрофизического воздействия** на минеральное сырье сложного вещественного состава для активации рудных минералов, их поверхности и интенсификации процессов флотации и выщелачивания.

Эту методика была использована для колчеданно-полиметаллических труднообогатимых руд с особо тонкой и сложной минеральной структурой и высоким содержанием глинистых и/или углистых минералов.

Лабораторные и укрупненные испытания показали следующее.

1. Обработанный электрофизическим методом рудный труднообогатимый материал различного вещественного состава при крупности – 1 мм содержит минимальное количество шламов. В нем отмечена более высокая дезинтеграция зерен на мономинералы, чем при традиционном измельчении. Преимущественно разрыхле-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ны нерудные минералы. Рудные разбиты трещинами по границам спайности. Отмечены новообразования кубического пирита, более плотными стали глины, структура рыхлых сажистых минералов приобрела графитоподобную упаковку.

В результате происходит усиление контрастности свойств составляющих минералов, технологически благоприятное для доступа реагентов к поверхности минералов.

2. Коллективная флотация активированных электрофизическим методом руд происходит с более полным разделением рудных и нерудных минералов, высокими показателями извлечения металлов и получением отвальных по содержанию основных металлов хвостов.

3. Эффективнее происходит окислительное безавтоклавное выщелачивание активированной руды: повышаются показатели извлечения металлов, существенно сокращается время фильтрации, уменьшается влажность кеков. Значит, доводится до минимума водооборот, количество баковой аппаратуры, производственные площади.

Ведущая роль в технологиях переработки сложного сырья отводится высоко-селективным **гидрометаллургическим процессам** вскрытия и выщелачивания (в том числе биогидрометаллургическим) как при подготовке сырья к обогащению, так и извлечении металлов из концентратов. Их гибкое использование в начале, середине или конце комбинированных схем обеспечивает высокий коэффициент использования сырья, эффективность технологии в целом и исключение или существенное ослабление экологического риска.

Результаты проведенных экспериментов показали, что наиболее сложный процесс - окислительное выщелачивание коллективных сульфидных материалов может быть целесообразным с точки зрения экономической и экологической, если:

- осуществлять его в безавтоклавных условиях на стандартном оборудовании;
- обеспечить электрохимический контроль для предотвращения проявления эффекта маскировки гальванопар;
- использовать природные реагенты с активирующими (каталитическими) и специфическими проводящими свойствами для депассивации или деполяризации поверхности сульфидов, увеличения скорости процесса и обеспечения высоких показателей извлечения металлов.

Использование природных реагентов, их доступность, дешевизна, возможная способность к регенерации и низкие концентрации существенно снижают затраты на реализацию гидрометаллургического процесса.

При изучении влияния основных технологических параметров биовыщелачивания полиметаллических продуктов обогащения различного состава на степень извлечения в раствор меди, цинка, железа было установлено, что наибольший вклад в повышение показателей извлечения металлов вносят следующие факторы: потенциал раствора, добавки природного материала-активатора (катализатора), исходная концентрация бактерий.

Так как создание окислительной среды, необходимое для перевода в раствор их сульфидных минералов связано с увеличением потенциала пульпы введением в раствор тионовых бактерий и электроактивного материала.

Были построены комбинированные математические модели-уравнения, кото-

рые удовлетворительно описывали извлечение металлов из сульфидных продуктов обогащения в процессе биовыщелачивания.

Оптимизированы основные технологические параметры процессов выщелачивания (биовыщелачивания) сульфидных материалов различного вещественного состава, которые позволят обеспечить максимальные показатели извлечения металлов, организовать его управление.

Теоретически в оптимальных условиях из коллективных продуктов обогащения хвостов и руды можно извлечь до 98% меди и цинка, обеспечив эффективное выделение благородных металлов.

На основании выполненных исследований была показана структура извлечения и использования полезных составляющих нетрадиционного сырья различного вещественного состава.

Очевидно, что последовательное, оптимальное комбинирование различных методов рудоподготовки, обогащения и гидрометаллургии (в том числе биогидрометаллургии) позволяет максимально раскрыть рудные сростки, извлечь цветные и благородные металлы в товарные продукты и вывести нерудные минералы в экологически безопасные отвалы, пригодные для производства щебня, стройматериалов, закладочных смесей или другие виды продукции товарной значимости.

Эффективность схем, разработанных для нетрадиционного сырья Республики Казахстан и Большого Алтая различного вещественного состава, была подтверждена на лабораторной и опытно-промышленной стадии, но каждый раз требуются углубленные исследования нового вида сырья, так как индивидуальное для каждого месторождения сочетание технологических свойств предъявляет свои особые требования для корректировки технологических схем.

Таким образом, комплексное освоение труднообогатимого минерального сырья связано с поиском и реализацией проектов высокоэффективных, экологически чистых наукоемких технологий. В их основе должны быть заложены последовательное усиление контрастности технологических свойств минералов сырья комбинированием методов рудоподготовки (в том числе рудосортировки), флотации и гидрометаллургии, интенсификация основных технологических процессов, экономические и экологические ограничения на все переделы.

Ведущая роль отводится селективным гидрометаллургическим процессам вскрытия и выщелачивания как при подготовке сырья к обогащению, так и извлечении металлов из концентратов.

Организация переработки нетрадиционного минерального сырья различного вещественного состава с помощью комбинированных обогатительно-гидрометаллургических технологий позволит получать дополнительно цветные, редкие и благородные металлы с высоким извлечением и выделять их в самостоятельные продукты товарной значимости. При этом существенно снизится экологическая нагрузка на районы действия горно-металлургических предприятий, будут рекультивированы огромные площади полезных земель, улучшится состояние здоровья населения.

**РАЗРАБОТКА КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ
ГЕМАТИТА ПРИ ОСВОЕНИИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ОАО «ОЛКОН»**

М.С. Хохуля, Т.А. Конторина, М.В. Сытник

e-mail:mike@goi.kolasc.net.ru, tkontorina@gmail.ru, Россия, г.Апатиты
Учреждение Российской академии наук Горный институт Кольского научного центра
Российской академии наук (УРАН ГоИ КНЦ РАН)

Для горнопромышленного комплекса неизбежной частью процесса переработки большинства месторождений является образование и накопление твердых отходов. На многих предприятиях накоплены значительные массы отходов производства, содержащие рудные и нерудные компоненты. Складированные твердые отходы занимают громадные земельные площади. Тем самым они становятся причинами изменения природного ландшафта, почвенно-растительного покрова, негативно влияют на атмосферу и водный режим, являются источниками загрязнения окружающей среды.

Вместе с тем, в последнее время, по причине истощения на многих предприятиях запасов богатых руд, усложнением горнотехнических условий их добычи традиционными способами, установлением платежей за образование и хранение отходов возрастает научный и практически интерес к их использованию, с целью извлечения из них полезных компонентов.

Наибольшее количество твердых отходов образуется при добыче и переработке металлических руд, твердых горючих ископаемых, природных строительных материалов. В связи с этим особую актуальность приобретает проблема отвальных железосодержащих продуктов, представленных в виде техногенных отходов. Одним из перспективных объектов по содержанию и запасам полезного компонента являются хвосты обогащения железистых кварцитов ОАО «Олкон». В частности, в результате переработки ОАО „Олкон” железных руд около 60% материала от исходного продукта идет в хвостохранилище, где уже накоплено более 400 млн. т складированных техногенных кварцевых отходов и ежегодный прирост составляет до 10 млн. т.

Тем не менее, вопросы дополнительного извлечения железа из таких отходов не нашли своего практического применения, хотя они могли бы стать потенциальным источником получения как железного концентрата, так и кварцевого продукта без использования энергоемких процессов дробления и измельчения, а также других подготовительных операций.

В настоящее время незначительное количество рассматриваемых отходов частично используется в промышленности строительных материалов при производстве силикатного кирпича. Нарращивание объемов утилизации отходов может быть осуществлено также для получения тяжелых бетонов, строительных растворов, дорожных материалов и т.д. Однако высокое содержание в них железа мешает дальнейшему вовлечению в промышленное производство и отрицательно сказывается на качестве выпускаемой продукции.

Действующая технология с использованием мокрой магнитной сепарации позволяет успешно извлекать минералы, обладающие высокой удельной магнитной восприимчивостью, но неприменима к целой гамме слабомагнитных минералов (гематит, кварц, полевые шпаты и др.), входящих в состав железных руд. По этой причине наблюдаются значительные потери металла с хвостами обогащения.

Для изучения вещественного состава техногенного минерального сырья ОАО „Олкон” и последующих исследований его на обогатимость были подготовлены три технологических пробы (№ 1-3), отобранных по глубине и простиранию хвостохранилища. Кроме них, взята проба текущих хвостов представляющая собой общие хвосты 2-6 секций обогатительной фабрики (№ 4), на которых установлены отсадочные машины.

Ситовые характеристики исследуемых проб приведены в таблице 1. Преобладающий размер зерен для проб составляет $-0,63+0,1$ мм с их выходом около 70%. Следует отметить незначительный выход материала крупностью менее 0,071 мм (1,5-9%), что может благоприятно отразиться на результатах обогащения. С уменьшением крупности материала для всех проб наблюдается тенденция увеличения содержания $Fe_{общ.}$ с уменьшением крупности материала, причем наибольшее его содержание соответствует частицам крупностью менее 0,1 мм.

На рисунке 1 показано содержание $Fe_{общ.}$ в отдельных фракциях проб хвостов.

Несмотря на близость гранулометрического состава, химические характеристики проб по некоторым компонентам существенно отличаются. Практически в 2 раза больше общего железа и всех его окислов содержится в техногенных хвостах по сравнению с текущими хвостами. Основная часть железа связана с гематитом (от 43 до 50%), от 37 до 47% - с силикатами.

Исследования вещественного состава проб позволили рекомендовать в качестве основного процесса их переработки винтовую сепарацию, обеспечивающую выведение в голове процесса отвального продукта, поскольку повышенное содержание в хвостах гематита и сростков, обладающих низкой магнитной восприимчивостью, препятствует использованию магнитных способов разделения.

Таблица 1 – Распределение гранулометрического состава хвостов по классам крупности

Классы крупности, мм	Выход, %			
	проба №1	проба №2	проба №3	проба №4
-1,6+1,0	24,7	12,4	15,0	1,6
-1,0+0,63	10,7	6,2	7,3	2,7
-0,63+0,315	23,3	20,5	16,6	14,0
-0,315+0,2	23,3	27,0	37,0	25,9
-0,2+0,1	13,2	23,1	20,0	32,9
-0,1+0,071	3,3	4,9	2,4	14,2
-0,071	1,5	5,9	1,7	8,7
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0

Двухстадийное гравитационное обогащение техногенных хвостов с применением винтовой сепарации и дальнейшего дообогащения черного концентрата концентрацией на столе позволило выделить продукт с кондиционным содержанием $Fe_{общ.}$ на уровне около 66% при извлечении около 63%, в котором содержание гематита практически в 3 раза превышает содержание магнетита.

Получаемые в процессе обогащения промпродукты винтовой сепарации и концентрационного стола после их дезинтеграции и тонкой классификации, способствующих раскрытию рудных минералов из различных видов сростков и подготовки фракций узкого диапазона крупности, повышают извлечение полезных компонентов

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

на 4-5 % за счет дополнительной перечистки продуктов комбинированным магнитно-гравитационным методом.

Применение данной технологии для переработки текущих хвостов обогащения обеспечивает получение железного концентрата с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ около 60% при извлечении до 34%. Такие показатели обусловлены как неоднородностью гранулометрического состава, так и тонкодисперсной вкрапленностью рудных минералов в нерудных.

Таким образом, показана принципиальная возможность выделения из складированных и текущих хвостов предприятия ОАО «Олкон» железного концентрата с повышенным содержанием гематита. При реализации данной технологии на предприятии с годовой производительностью по исходному питанию 10 млн. т, возможно получение около 4,4 млн. т железного концентрата и некоторой части кварцевого продукта повышенного качества.

В дальнейшем на основе анализа горно-геологических и горно-технических требований следует определить возможные варианты способов разработки отвалов хвостов, их объемы, капитальные и эксплуатационные затраты и выдать окончательные рекомендации по их вовлечению в промышленное производство.

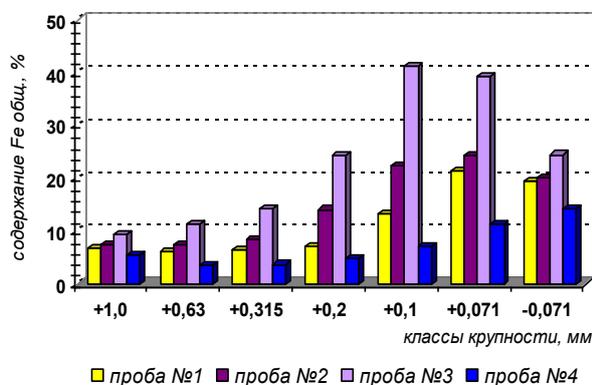


Рисунок 1 – Содержание $Fe_{\text{общ}}$ по классам крупности в пробах

СПОСОБ КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ПОЛУЧЕНИЯ ПОРОШКА ЖЕЛЕЗА ИЗ ЖЕЛЕЗО-ТИТАНИСТОГО СЫРЬЯ

Н.Н. Гришин, Е.Ю. Ракитина, А.Г. Касиков, Ю.Н. Нерадовский¹

e-mail: grishin@chemy.kolasc.net.ru, Россия, г. Апатиты, Мурманская область

Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН (УРАН ИХТРЭМС КНЦ РАН)

¹Учреждение Российской академии наук Геологический институт Кольского научного центра РАН (УРАН ГИ КНЦ РАН)

Существующие природные источники титанового сырья: ильменит, титаномагнетит – являются одновременно и источниками для получения металлического железа. Причём традиционные технологии выделения из такого сырья титановых продуктов (сернокислотная технология) встречают трудности по утилизации многотоннажных железосодержащих отходов. Организация переработки титанового сырья как комплексного титано-железистого, ориентированного на получение товарного железа и титанового концентрата, принципиально меняет ситуацию.

Несмотря на то, что с титаномагнетитами связано 40% запасов титана, они находят ограниченное использование в промышленности. Кроме других технологических особенностей они являются высокожелезистыми минералами и для их переработки требуются технологии, обеспечивающие получение товарных железосодержащих продуктов. В России и за рубежом создан большой научный задел по разработке базовой технологии комплексной переработки бедного титанового сырья, в частности, титаномагнетитовых руд. Технология включает:

- обогащение руд методом сухой и мокрой магнитной сепарации с выделением железотитанованадиевого концентрата;
- окомкование этого концентрата и обжиг его для предварительного восстановления оксидов железа;
- электроплавку металлизированных окатышей в рудно-термических печах с получением ванадийсодержащего чугуна и титановых шлаков;
- продувку ванадиевого чугуна в конвертерах с получением стального полупродукта и ванадиевого шлака; переработку стального полупродукта в высококачественную естественно легированную ванадием и титаном сталь;
- переработку титанистых шлаков по сернокислотной технологии с выделением пигментного диоксида титана и ванадиевого шлака на феррованадий.

Как показали предварительные минералогические исследования, изученные концентраты представляют собой набор подсистем, различающихся по химическому составу на микро- и наноуровне. Это, в первую очередь, отдельные зерна минералов, границы контакта между ними и межзеренная фаза. Имеющиеся различия были усилены введением химически активной добавки в виде карбоната натрия, повышающей реакционную способность исходных компонентов на границе фаз и облегчающей вскрытие минералов и диффузию восстановителя вглубь зерен минералов.

Для наблюдения за превращениями исходных подсистем в процессах переработки железосодержащего сырья в высококачественное железо были минимизированы приемы технологической минералогии с привлечением как оптической микроскопии с визуализацией исходных и полученных структур с разрешением 1 - 0,1 мкм, так и сканирующей микроскопии с микрозондовым химическим анализом с разрешением до 100 нм. Это позволило фиксировать стартовые движения подсистем на наноуровне и сопровождать протекающие превращения до требуемой степени преобразования микрофаз.

Был разработан альтернативный подход получения железа и титановых прекурсоров путем прямого восстановления титаномагнетитов.

В отличие от других технологий, в которых продукт, полученный после восстановления железа, плавится с получением ванадиевого чугуна и титанового шлака, в предлагаемой технологии восстановленное железо в твердой фазе отделяется от соединений титана, которые концентрируются в титанооксидной фракции, а ванадий после выщелачивания переходит в жидкую фазу.

Традиционные технологии выделения из титанового сырья: ильменит, титаномагнетит - титановых продуктов (сернокислотная технология) встречают трудности по утилизации многотоннажных железосодержащих отходов.

Организация переработки титанового сырья как комплексного железотитанистого, ориентированного на получение товарного железа и титанового концентрата, принципиально меняет ситуацию.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Методом карботермического восстановления железосодержащих концентратов последующим отделением порошка металлического железа было получено:

- из титаномагнетита ОАО «Апатит» получен порошок железа с содержанием $Fe_{мет}$ 97% и титанооксидный полупродукт с содержанием оксидов титана разной степени восстановления до 85%.
- из железорудного концентрата Ковдорского ГОКа получен порошок железа с содержанием $Fe_{мет} = 96\%$, из которого методом плавки в вакууме токами высокой частоты получили слиток с содержанием Fe 99,8%.
- из железорудного концентрата дробильно-обогажительной фабрики ОАО «Олкон», г. Оленегорск получен порошок железа с содержанием $Fe_{мет} = 80\%$; из исходной руды получен порошок железа с содержанием $Fe_{мет} = 92\%$.

ПРИМЕНЕНИЕ КОМПОЗИЦИЙ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ СУЛЬФИДНОГО ЦИКЛА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ШЕЕЛИТ-СУЛЬФИДНЫХ РУД

Л.А. Саматова, Е.Д. Шепета, Л.А. Киенко

e-mail: samatova@hq.febras.ru, Россия, г. Хабаровск

Государственное учреждение «Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук» (ГУ ИГД ДВО РАН)

По данным геологических исследований (на 2002 г.) на Дальневосточный регион приходится ~ 24 % разведанных запасов вольфрама России. Здесь эксплуатируются скарновые шеелит-сульфидные месторождения Восток-2 и Лермонтовское, доля которых составляет около 55 % от объема добываемого вольфрама в стране.

Руды месторождений близки по минеральному составу, но различаются по петрохимическим особенностям магматических пород и количественному соотношению вольфрамовой и сопутствующей медной минерализации.

Основную значимость руд этих месторождений определяет шеелит. Сульфидная минерализация, с которой связаны основные концентрации сопутствующих элементов (Cu, Bi, Au, Ag, Te), в количественном отношении более значительна в рудах месторождения Восток-2, чем Лермонтовского. При переработке шеелит-сульфидных руд ГРК «АИР» выпускает, наряду с шеелитовым, медный концентрат.

Изучение химического состава халькопирита позволило выявить в нём закономерно повышенные концентрации элементов Au, Ag. Арсенопирит достаточно широко распространен в рудах обоих месторождений.

Существующая схема переработки шеелит-сульфидных руд месторождения Восток-2 включает сульфидно-медный циклы и последующий шеелитовый цикл. Технологическая схема сульфидного цикла Приморской обогажительной фабрики (ПОФ): основная и контрольная флотации, по две перечистки соответственно сульфидного концентрата 1 (основная сульфидная флотация) и сульфидного концентрата 2 (контрольная флотация); медный цикл включает основную и две контрольных флотации и две перечистки медного концентрата.

Традиционным собирателем сульфидов при обогащении этих руд является бути-

ловый ксантогенат (Кх), в качестве пенообразователя используется сосновое масло. Однако в последнее время флотация сульфидов осуществляется с применением ди-тиофосфатного собирателя – аэрофлота ИМА-413П, что позволяет в селективной медной флотации получать медный концентрат с более низким содержанием мышьяка, лимитируемой вредной примеси.

Селекция халькопирита от пирротина и арсенопирита осуществляется с применением динатрийфосфата (~140 г/т) при рН среды 7,3-6,7, создаваемой железным купоросом. В качестве адсорбента избытка реагентов из пульпы в медном цикле используется активированный уголь (~ 40 г/т).

Исследования с использованием в сульфидном цикле в качестве собирателей бутилового ксантогената, аэрофлота ИМА-413П и их смесей в различных соотношениях проведены на руде текущей переработки.

Результаты флотационных опытов, проведенных на оборотной воде фабрики, приведены в таблице 1.

Изучение поведения халькопирита и арсенопирита в основном сульфидном цикле флотации осуществлялось в следующем реагентном режиме: жидкое стекло – 100 г/т, собиратель с переменным расходом, сосновое масло – 8 г/т.

При расходе аэрофлота 20-25 г/т извлечение меди в концентрат составляет 84-85 %, при извлечении мышьяка 23-35 %.

При расходах ксантогената 100-150 г/т достигнуто извлечение меди 88-93 %, однако извлечение мышьяка возрастает до 54-60 %, т.е. в одном диапазоне флотации меди извлечение мышьяка увеличилось в 1,7 раза.

Наибольший интерес представляют результаты, полученные на смеси собирателей: сочетание сильного и слабого собирателей обеспечило повышение эффективности флотации халькопирита при сохранении селективности относительно арсенопирита. Избирательность действия наблюдалась в диапазоне расходов собирателей 5+5 и 10+5 г/т: прирост в извлечении меди составил 6-7 %, снижение извлечения мышьяка – на 2-6 %.

Таблица 1 - Влияние расхода собирателя на флотируемость сульфидных минералов

Расход собирателя, г/т	Аэрофлот ИМА-413П	ИМА-413П + бутил. Кх	Бутил. Кх	Аэрофлот ИМА-413П	ИМА-413П +бутил. Кх	Бутил. Кх
	Извлечение Cu, %			Извлечение As, %		
5	59,2	65,3	12,8	6,8	4,5	5,7
10	72,9	80,3	25,4	13,4	7,2	12,3
15	80,2	86,2	34,7	19,1	27,7	21,5
20	84,3	88,5	41,6	22,7	29,1	26,7
25	84,9	90,2	50,5	35,3	41,8	29,4
50	-	-	68,7	-	-	31,1
75	-	-	76,1	-	-	45,7
100	-	-	87,9	-	-	53,3
150	-	-	92,5	-	-	59,7

Дальнейшее увеличение расхода аэрофлота в смеси приводит к значительному росту извлечения арсенопирита (9-7 %) относительно чистого собирателя. В таблице 2

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

приведена кинетика флотации халькопирита и арсенопирита на указанных образцах собирателей.

Таблица 2 - Кинетика флотации сульфидных минералов

Время флотации, мин	Аэрофлот ИМА-413П 20 г/т	ИМА-413П + бутил. Кх 10+5 г/т	Бутил. Кх 100 г/т	Аэрофлот ИМА-413П 20 г/т	ИМА-413П + бутил. Кх 10+5 г/т	Бутил. Кх 100 г/т
	Извлечение Cu, %			Извлечение As, %		
0,5	30,3	37,1	39,2	3,8	2,9	18
1	45	49,4	50,2	5,9	3,7	24,3
2	61,8	62,6	65,2	9,1	7,4	32,9
3	68,1	68,2	73,1	11,1	9,6	37,8
5	73,8	75,4	79,6	13,6	15,2	43,7
7	78,3	80,3	82,2	15,6	17,0	47,3
10	80,8	82,7	84,4	16,9	17,3	51

Как показывают приведённые данные, применение сочетания реагентов в первые минуты флотации обеспечивает опережающую флотационную активность халькопирита: прирост извлечения меди составляет в среднем 5,5 %, при замедленном извлечении арсенопирита.

После трех минут флотации имеет место всплеск флотационной активности арсенопирита. По окончании процесса флотации получен прирост в извлечении по меди на 1,9 %, по арсенопириту – 0,4 %.

На основании полученных результатов оптимальным следует считать реагентный режим с расходом собирателей в смеси: аэрофлот+ксантогенат = 10+5 г/т.

При реализации процесса в данном реагентном режиме и на чистом аэрофлоте в фабричных условиях проведены опробования сульфидного цикла флотации с расчётом технологических показателей, результаты которых приведены в таблице 3.

Как показал анализ эффективности процесса в сульфидном цикле, применение сочетания собирателей в фабричных условиях привело к перераспределению флотации меди и арсенопирита в основной и контрольной операциях.

В сульфидный концентрат из основного цикла извлеклось: Cu - 81,4 %, As - 47,4 %, из контрольного цикла соответственно Cu - 2,77 %, As - 10,3 %. С применением только аэрофлота в основном цикле извлечение компонентов составило: Cu – 62,5 %, As – 57,1 % и в контрольном - Cu – 18,5 %, As – 8,8 %.

Таблица 3 - Сравнительная характеристика сульфидных концентратов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	As	S	Cu	As	S
Собиратель: аэрофлот ИМА-413П							
Руда	-	0,3	0,04	4,7	-	-	-
S к-т основного цикла	3,7	5,01	0,64	31,3	62,5	57,1	24,7
S к-т контр. цикла	2,4	2,3	0,2	33,1	18,5	8,8	17,2
Собиратель: аэрофлот ИМА-413П+ксантогенат							
Руда	-	0,2	0,04	4,7	-	-	-
S к-т основного цикла	4,7	4,12	0,4	32,3	81,4	47,4	31,6
S к-т контр. цикла	0,61	1,09	0,7	33,5	2,77	10,3	4,2

В целом в объединённый концентрат прирост извлечения меди составил 3,2 %, снижение извлечения мышьяка - 8 %.

В настоящее время на ПОФ внедрено применение смеси аэрофлота и ксантогената, что позволяет оперативно корректировать реагентный режим в зависимости от качественной характеристики исходной руды и получаемых концентратов.

При обогащении шеелит-сульфидных руд основной задачей сульфидно-медного циклов является получение кондиционного медного концентрата с максимально полным извлечением меди и благородных металлов при минимальных потерях основного минерала – шеелита.

По анализу практики работы предприятия, потери шеелита с сульфидами могут достигать 0,5-2,5 %, что составляет 10-20 % от общих потерь. Следовательно, снижение потерь шеелита с сульфидными продуктами является резервом повышения извлечения шеелита в готовый концентрат.

Как видно по результатам опробований, реализация процесса с применением смеси собирателей обеспечивает прирост извлечения меди в основной сульфидный концентрат на 4,6 %, и в медный концентрат – на 3,9 %.

Содержание мышьяка в медном концентрате увеличивается незначительно, в среднем на 0,14 %, максимальное увеличение – 0,5 %, при содержании в руде до 0,2 %.

Таким образом, подбор оптимальных сочетаний собирателей разных классов и их соотношений в смеси является наиболее перспективным, эффективным и реальным направлением оптимизации сульфидного цикла в целом, повышения извлечения меди при сохранении селективности в разделении минералов с близкими флотационными свойствами.

ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ХВОСТОВ ЦИНКОВОЙ ФЛОТАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЦИНК-ФЛЮОРИТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИМОРЬЯ

Л.А. Киенко, О.В.Воронова

e-mail: samatova@hq.febras.ru, Россия, г. Хабаровск

Государственное учреждение «Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук» (ГУ ИГД ДВО РАН)

Цинковые руды месторождений Вознесенского рудного района Приморского края локализованы в зоне, непосредственно примыкающей к участку развития очень крупных запасов флюоритовых руд.

Особенности геологического строения месторождения, условия залегания и размеры рудных залежей позволяют отрабатывать цинковые руды открытым способом.

Основными ценными минералами являются сфалерит (1,5-3,5 %) и флюорит (12-18%). Кроме того, в рудах содержится пирит, пирротин, арсенопирит, карбонаты, кварц, хлорит, серпентин.

В небольших количествах содержится халькопирит, молибденит. Сфалерит в качестве изоморфной примеси содержит индий и кадмий.

Исследованиями обогатимости цинк-флюоритовых руд в разные годы занимался

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

ряд институтов СССР и России. При промышленном освоении технологии в основу были положены рекомендации института СибцветметНИИпроект. При этом технологической схемой предусматривалось извлечение исключительно цинка, флюорит сбрасывался в отходы.

Технологическая линия по выпуску цинкового концентрата работает на предприятии (Ярославская горнорудная компания) с 1999 г. периодически, ориентируясь на потребности рынка РФ. С нашей точки зрения, хвосты цинковой флотации вполне можно рассматривать как сырьевой источник для извлечения флюорита:

- содержание в них CaF_2 сопоставимо с содержанием в собственно флюоритовых рудах, перерабатываемых на предприятии в последние годы (24-28 % CaF_2);
- карбонатный модуль, характеризующий соотношение содержания в руде флюорита и кальцита и в значительной степени определяющий обогатимость сырья

$$(M_k = \frac{\alpha_{\text{CaF}_2}}{\alpha_{\text{CaCO}_3}}), \text{ в основном выше, чем в рудах.}$$

- исходный материал уже подготовлен по крупности, что значительно удешевляет весь технологический цикл.

Этот аргумент имеет особое значение, так как для всех руд месторождения характерна исключительно тонкая вкрапленность минералов: удовлетворительное раскрытие их достигается лишь при измельчении до 85-95 % класса -0,044 мм.

На предприятии в цикле цинковой флотации используется традиционный набор реагентов: известь ($\text{Ca}(\text{OH})_2$) - для создания высокощелочной среды; медный купорос (CuSO_4) - в качестве активатора сфалерита, ксантогенаты и сосновое масло - как собиратель и пенообразователь соответственно.

Черновой цинковый концентрат проходит 3 перечистки с последовательным заворотом промпродуктов в предыдущую операцию. Пенный продукт третьей перечистки является готовым цинковым концентратом, содержит от 45 до 50 % цинка при извлечении его до 80 %.

Потери по извлечению флюорита в цинковом цикле незначительны, а содержание CaF_2 в хвостах возрастает в сравнении с содержанием в руде в среднем на 0,8-1,4 %. Зёрна флюорита достаточно хорошо обособлены, что предопределяет возможность концентрации их в соответствующий продукт.

Исследования по извлечению флюорита из хвостов цинковой флотации проводились на пробе цинк-флюоритовой руды с содержанием цинка 2,5 %, флюорита - 17,3 %, кальцита - 9,25 %.

Результаты экспериментов отражены в таблице.

Наиболее значимым препятствием для успешной флотации флюорита, по нашей оценке, являлось наличие в жидкой фазе пульпы значительных количеств катионов кальция, привнесённых с известью, в цинковом цикле.

Флотация флюорита с применением в качестве собирателей жирных кислот и их солей неизбежно будет сопровождаться активным связыванием катионами Ca^{2+} карбоксильного аниона собирателя RCOO^- и образованием нерастворимых соединений общей формулы $(\text{RCOO})_2\text{Ca}$.

Связанный таким образом собиратель теряет свою активность и может адсорбироваться на поверхности минералов лишь в молекулярной форме, вследствие чего

**Международное совещание «Плаксинские чтения – 2011»,
г. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г.**

значительно снижается эффективность флотации и селективность действия реагентов. Концентрация флюорита в качественный продукт возможна только после соответствующей подготовки жидкой фазы пульпы.

Таблица - Результаты экспериментов по извлечению флюорита из хвостов цинковой флотации при обогащении цинк-флюоритовой руды

№ опыта	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Содержание Zn, %	Извлечение Zn, %
			CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃		
1	Черн. цинковый концентрат	11,38	11,47	7,49	7,68	8,64	18,75	84,39
	Сульфид. продукт	1,81	16,32	9,62	1,74	1,77	2,65	1,90
	Слив сгущения	0,90	17,50	11,07	0,93	1,01	0,42	0,15
	Флюоритовый концентрат	8,74	93,04	1,23	47,87	1,09	0,19	0,66
	Пром. продукт 1-3	24,03	11,67	22,21	16,50	54,09	0,40	3,80
	Пром. продукт 4-6	4,34	60,02	19,04	15,34	8,38	0,36	0,62
	Хвосты	48,79	3,46	5,06	9,93	25,02	0,44	8,49
	Руда	100,00	16,99	9,87	100,00	100,00	2,53	100,00
2	Черн. цинковый концентрат	13,16	12,36	7,67	9,39	10,99	16,11	87,34
	Слив сгущения	0,75	16,01	10,70	0,69	0,87	0,56	0,17
	Флюоритовый концентрат	9,68	92,95	0,62	51,92	0,65	0,12	0,48
	Пром. продукт 1-2	20,86	9,79	21,16	11,78	48,04	0,42	3,61
	Пром. продукт 3-4	3,67	47,06	22,73	9,98	9,09	0,67	1,01
	Пром. продукт 5	1,06	76,03	6,48	4,64	0,75	0,45	0,20
	Пром. продукт 6	1,01	81,96	3,12	4,79	0,34	0,52	0,22
	Хвосты	49,81	2,37	5,40	6,81	29,27	0,34	6,98
Руда	100,00	17,33	9,19	100,00	100,00	2,42	100,00	
3	Черн. цинковый концентрат	11,17	6,32	3,87	3,93	4,79	16,50	83,34
	Слив сгущения	3,30	14,88	10,60	2,73	3,88	0,40	0,60
	Флюоритовый концентрат	12,80	89,50	0,75	63,75	1,06	0,13	0,75
	Пром. продукт 1-2	21,11	12,35	23,45	14,51	54,84	0,43	4,10
	Пром. продукт 3-4	2,42	44,86	21,27	6,05	5,71	0,65	0,71
	Пром. продукт 5-6	0,58	63,67	16,52	2,07	1,07	0,62	0,16
	Хвосты	48,62	2,57	5,32	6,96	28,66	0,47	10,33
	Руда	100,00	17,96	9,03	100,00	100,00	22,11	100,00

С целью моделирования необходимых физико-химических параметров среды для флотации, основанной на применении оксигидрильных собирателей, технологией были предусмотрены соответствующие операции по устранению осложняющих процесс флотации компонентов.

Схема исследований включала следующие операции:

1. Цикл черновой цинковой флотации;
2. Нейтрализация избытка катионов кальция в жидкой фазе хвостов цинковой флотации смесью регуляторов, имеющих низкие значения pH;
3. Разбавление и отмывка хвостов;
4. Повторная декантация жидкой фазы, обеспечивающая дополнительное снижение концентрации катионов кальция
5. Флюоритовая флотация с шестью перечистками черного концентрата.

В результате проведенных исследований удалось получить вполне удовлетворительные показатели по флотации флюорита.

Извлечение в концентраты, содержащие CaF_2 93,04-89,5 %, в открытом цикле обогащения составило 47,87-63,75 %.

На первом этапе исследований (опыт 1), помимо выделения сфалерита в черновой концентрат, схемой предусматривалась операция коллективной сульфидной флотации, цель которой - снижение вероятности загрязнения флюоритового концентрата сульфидными минералами.

Однако анализ полученных данных показал нецелесообразность её проведения.

Предлагаемая технология направлена на повышение комплексности использования сырья при переработке цинк-флюоритовых руд, расширение источников для получения флюоритовых концентратов.

Внедрение её в промышленность не требует высоких дополнительных затрат и может обеспечить существенный рост экономических показателей предприятия в период переработки цинк-флюоритовых руд.

РТУТНОЕ ЗАГРЯЗНЕНИЕ ТЕРРИТОРИЙ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ СПОСОБА АМАЛЬГАМАЦИИ

Т.В. Чекушина, А.А. Щелкин¹

e-mail: tanija_ch@mail.ru, Россия, г. Москва

Учреждение российской академии наук

Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)

¹Республика Казахстан, г. Степногорск

ООС ТОО «Проектно-конструкторская организация»

Метод амальгамации золота, основанный на избирательном смачивании ртутью частиц самородного металла, длительное время был обязательным звеном традиционных технологических схем обогащения золотосодержащих руд и песков.

Для того чтобы правильно оценить масштаб заражения окружающей среды ртутью при эксплуатации месторождений золота, необходимо иметь представление не только об его генетической принадлежности и технологических способах добычи руд и извлечения из них благородного металла, но и о применявшихся здесь технологиях за весь период разработки. Особенно это относится к старым золотоносным районам. В России к ним принадлежат Урал, Западная и Восточная Сибирь, Забайка-

лье, Приамурье, а в странах СНГ – Казахстан и Кавказ.

В процессе извлечения золота из недр кооперируются три взаимосвязанных вида работ, в той или иной степени загрязняющих окружающую среду ртутью: 1) добыча, 2) обогащение, 3) аффинаж золота.

В зависимости от горнотехнических условий, применяются следующие способы золотодобычи: дражный, гидравлический, открытый, подземный (разработка россыпных месторождений); открытый, подземный (разработка рудных месторождений).

Почти все эти способы в разной мере использовались с начала организации массового промысла золота в XIX в. и с различными модификациями применяются сейчас во всех золотодобывающих странах. В ведущих странах-производителях золота (США, Канада, Австралия и др.) прогрессирует отчетливая тенденция подземного выщелачивания и отработки месторождений открытым способом с применением кучного выщелачивания.

Внутренние цифры дает отработка крупных золоторудных месторождений. Наиболее характерным примером может служить отработка месторождения Морр-Велью (Бразилия). С 1934 г. было добыто 17 млн. т руды и извлечено 280 т золота. Подсчеты показывают, что на обогатительную фабрику поступало порядка 17 т природной ртути и примерно столько же ее отправлено в породный отвал. Ориентировочно можно полагать, что при добыче 1 т золота месторождение нагружает окружающую среду более 100 кг ртути, извлеченной из недр вместе с рудами и окколорудно-измененными породами. Техногенные пути этой ртути различны в зависимости от форм ее нахождения в рудах и эндогенных ореолах, что в принципе подлежит учету и оценке.

Ориентируясь на соотношение количеств добытого рудного золота и ртути 10:1, можно оценить уровень загрязнения окружающей среды золотодобывающих предприятий природной ртутью.

Таким образом, загрязняющим продуктом золотодобывающего предприятия являются ртутьсодержащие отвалы пород и забалансовых руд. Находящаяся в них ртуть, взаимодействуя с атмосферными осадками, заражает окружающую среду.

Заражение окружающей среды в районе старых разработок наблюдается и в более суровых российских климатических условиях, при которых, как известно, в силу короткого летнего сезона, миграция элементов весьма ослаблена.

В старых золоторудных районах Сибири накопилось огромное количество породных отвалов, на Балейском месторождении Восточного Забайкалья их несколько миллионов тонн, на Центральном месторождении Кузнецкого Алатау - порядка 1,5 млн. т и т. д. Как ртуть этих отвалов оказывает влияние на окружающую среду - актуальнейший вопрос, требующий всестороннего изучения. Даже по грубой оценке можно полагать, что из 1 млн. т рудничного отвала в экзогенную миграцию с течением времени вступает, по крайней мере, 1-3 т находящейся в нем сверхфоновой ртути.

Применяющиеся в настоящее время и применявшиеся в прошлом в России, да и во всем мире, технологии извлечения золота из руд с позиции ртутного загрязнения окружающей среды могут представлять опасности.

Время начала применения способа амальгамирования при добыче жильного золота в России точно не установлено. В организованных масштабах метод амаль-

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

гамирования руд в России стал применяться с 1870 г.

В 30^е годы школой чл-корр. АН СССР, проф. И.Н. Плаксина были разработаны научные основы амальгамационной технологии, которая предусматривала обязательное применение в технологическом процессе переработки руд и песков – ртути.

Ртуть вносилась на улавливающие покрытия гравитационных аппаратов или ей натирались медные листы. Расход ртути, по данным практики, в 1937 г. составлял на бегунных фабриках Советского Союза 6-10 г/т, а при повышенном пемзовании ртути в следствии пользования кислыми рудничными водами вызывало потерю ртути на Аскольдской фабрике (в 1925 г.) до 160 г/т и на одной из бегунных фабрик Алтай-золото (в 1933 г.) до 400 г/т.

К настоящему времени в зонах действия обогатительных фабрик золоторудных месторождений Кузнецкого Алатау (Комсомольское, Берикульское, Центральное, Коммунарское, Саралинское и др.) содержится около 30 млн. т «лежалых» хвостов от обогащения. На фабриках они взаимодействовали почти с 1000 т ртути. Сколько её попало в хвосты, а так же сколько в них природной ртути (хвосты обогащены сульфидной серой, содержат тяжелые металлы, около 1 г/т золота, пригодного для вторичного извлечения) и какое воздействие она оказывает на природные ландшафты до сих пор не изучено.

Расход ртути при амальгамации руд зависит от многих причин. При примитивных условиях амальгамации и труднообрабатываемом золотоносном материале расход ртути достигает 30-40 г на 1 т руды. Предельно допустимые значения изменяются от 2 до 40 г/т, обычно - 7-15 г/т обрабатываемого материала. В общем, на 1 г добытого из руд золота требовался 1 г ртути. Если учесть, что в России очень длительное время из коренных месторождений разрабатывались главным образом кварцевые жилы с содержанием золота 30-100 г/т, то при получении способом амальгамирования одной его тонны в технологическом цикле в разные годы было задействовано от 30 до 100 т ртути. Хотя в технологических схемах при амальгамировании ртуть имеет замкнутый цикл, потери её в окружающую среду неизбежны как при отпарке и переходе ртути из жидкого в газообразное состояние и наоборот, так и в продуктах фабричной отработки, поступающих в хвостохранилища, находящиеся вблизи действующих или бывших амальгамационных фабрик.

Нарушение технологического режима обогатительного оборудования, химические причины порождавшие заболевание ртути и небрежности в работе приводили к существенным потерям золотосодержащей амальгамы при обогащении руд.

В процессе обогащения на увеличение потерь ртути (амальгамы) влияли следующие факторы:

- ✓ химические причины, порождающие заболевание ртути или «высыхание» её (использование минерализованной воды, примесей входящих в состав ртути (более 0,1%) меди, цинка, свинца, также обработка сульфидных и в особенности сурьмянистых руд приводило не только к повышению угла смачиваемости ртутью золота, но и к уменьшению скорости смачивания, что приводило к пемзованию ртути;
- ✓ слишком интенсивной работы аппаратуры;
- ✓ от механических дефектов шлюзов, несоответствия их обрабатываемой руде и отсутствия ловушек;
- ✓ от неправильной заливки и недостатков в регулировке аппаратов;

- ✓ от дефектов в обработке и отгонке амальгамы;
- ✓ от небрежности в работе.

Различные пороговые значения расхода ртути связаны с минералогическим, химическим составом руд, качеством ртути, отсутствием вредных примесей в воде и условиями работы.

Ориентировочный расход ртути, в зависимости от измельчения, при амальгамации кварцевой руды находился в пределах 2-6 г/т, кварцево-сульфидной руды 5-10 г/т и сурьмянистой 8-10 г/т.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ДЛЯ УСЛОВИЙ ПРЕДПРИЯТИЙ АК «АЛРОСА»*

Г.П. Двойченкова, Г.Х. Островская, А.Ф. Махрачев¹, А.Д. Кобелев¹

Россия, г. Москва, Учреждение российской академии наук
Институт проблем комплексного освоения недр РАН (УРАН ИПКОН РАН)
¹Россия, г. Мирный, Республика Саха-Якутия, АК«АЛРОСА»

В связи с возросшим спросом на алмазы крупностью менее 2 мм актуальной является задача совершенствования процесса их извлечения методом пенной сепарации.

К одному из перспективных решений проблем флотационного обогащения алмазосодержащего сырья относится использования новых обладающих высокими собирательными свойствами, реагентов, позволяющих снизить их удельный расход, и повысить технологические показатели процесса.

Для флотации алмазосодержащих руд собирателями оптимального действия являются технические аполярные тяжелые масла плотностью 0,88-0,93 г/см³ при 20.°С, обладающие вязкостью 10-50 сСт при 50°С. Учитывая низкие температуры пульпы в условиях проведения флотационного обогащения на фабриках АК «АЛРОСА» (температура пульпы около +2°С), одним из перспективных направлений интенсификации процесса является оптимизация реологических свойства мазута флотского Ф-5, применяемого в качестве реагента-собирателя, что обеспечивается физико-химическими методами его обработки либо приготовлением на его основе новых по своей композиции реагентов.

Новым инновационным направлением интенсификации процесса пенной сепарации алмазосодержащего сырья является использование в качестве реагента-собирателя смесей мазута флотского и водонефтяных эмульсий (ВНЭ), полученных путем виброструйной магнитной обработки нефтяных шламов, сопутствующих добыче алмазосодержащих кимберлитов. на рудниках АК «АЛРОСА»

Проведены лабораторные исследования влияния длительности виброструйной магнитной активации нефтяных шламов на физико-химические свойства ко-

* Работа выполнена в рамках проекта государственной поддержки ведущих российских вузов «Создание комплексной инновационной экологически безопасной технологии добычи и переработки алмазоносных руд в условиях Крайнего Севера».

нечных водонефтяных эмульсий; определены параметры воздействия на нефтяные шламы, выполнена технологическая оценка флотоационной активности полученных композиций из смесей мазута флотского и водонефтяных эмульсий в качестве реагента-собирателя.

Для проведения исследований предварительно отбирались пробы исходных нефтяных шламов и водонефтяных эмульсий (ВНЭ), полученных после виброструйной магнитной активации нефтешламов при различном времени физического воздействия.

Исследования влияния длительности виброструйной магнитной активации нефтешламов на дисперсность частиц фазовых составляющих полученных водонефтяных эмульсий, производилась с использованием ИК спектроскопии и метода фотографирования под микроскопом.

На рисунке 1 представлен спектр исходных нефтешламов. Фотографии образцов исходных нефтешламов и полученных водонефтяных эмульсий, представлены ниже (фото рисунка 2)

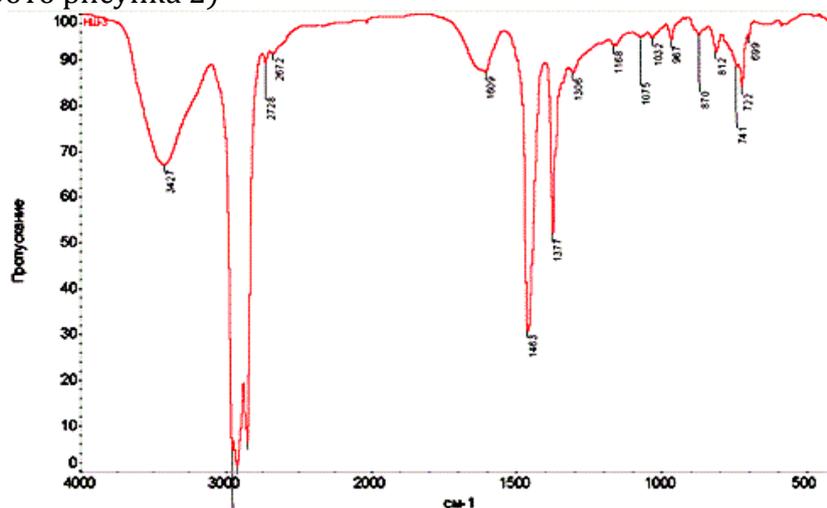


Рисунок 1 - ИК-спектр исходного образца нефтешламов рудника Интернациональный

Как видно из характера спектра, приведенного на рисунке 1, органическая часть исходных нефтесодержащих шламов представлена сложной смесью нефтяных компонентов. В ИК-спектре присутствуют полосы поглощения, характерные для метиленовых групп 3000 – 2800, 1460, 1380, 725 см⁻¹, а также полоса валентных колебаний С=С связей аренового кольца при 1609-1603 см⁻¹.

Установлено, что органическая часть представлена сложной смесью окисленных нефтепродуктов, в состав которых входят углеводороды, азотистые и ароматические соединения. В спектре также присутствуют сильные полосы поглощения в области 3600 – 3400 и 1640 – 1615 см⁻¹, характерные для колебательных и деформационных колебаний гидроксильной группы (вода).

Как видно из фотографий исходного образца (рисунок 2,а) нефтяные шламы являются неоднородной трехфазной системой, в которой присутствуют белые частички кристаллической соли, частицы тяжелых фракций нефти и крупные водяные линзы и водяные гнёзда, неравномерно распределенные по всему объему.

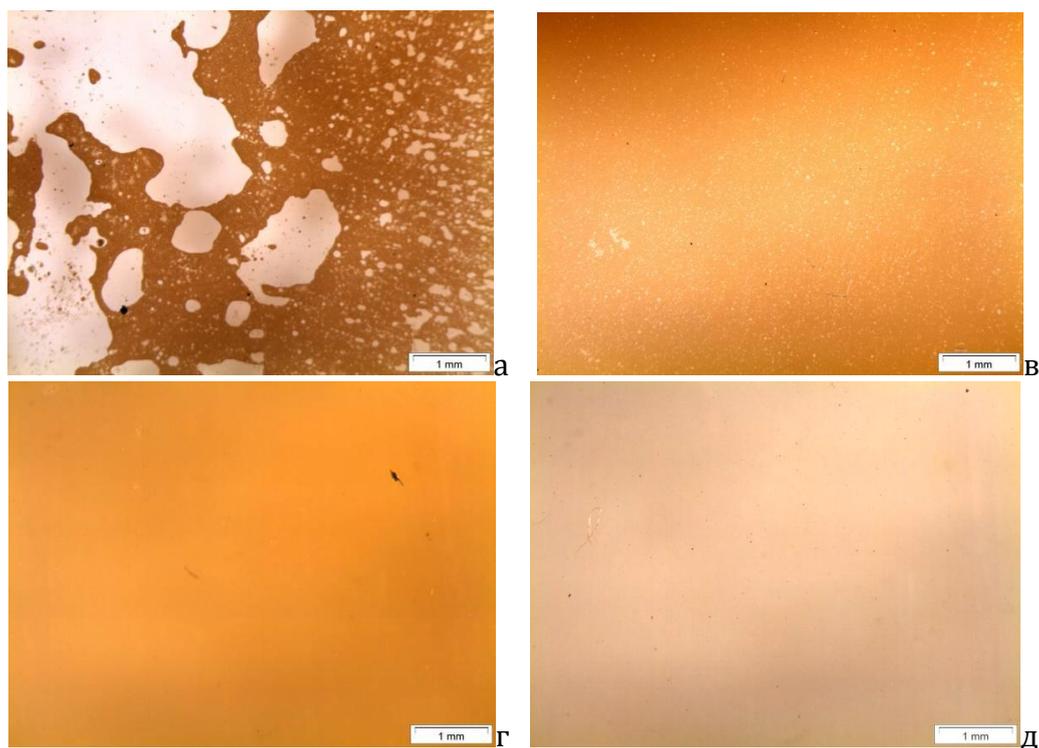


Рисунок 2 - Степень диспергации водонефтяных эмульсий в зависимости от времени виброструйной магнитной обработки (тонкий слой под покровным стеклом): а – исходные нефтешламы; б обработка 1 мин ; в – обработка 2 мин; г – обработка 3 мин

На фотографиях (рисунок 2 б, в.) видно, что после виброструйной магнитной активации в течение одной и двух минут в конечных эмульсиях отсутствуют линзы и гнезда водной фазы, размер частиц уменьшился в десятки и сотни раз. Размер самых крупных частиц, которые изредка встречаются, составляет 0,5-1 мм. Достигается слабая и средняя степень диспергации соответственно.

На фотографиях (рисунок 2,г) представлена водонефтяная эмульсия после ее активации в течение 3 минут. Размер частиц водной фазы, тяжелых фракций нефти и соли составил менее 50 микрон. Диспергация полная. Эмульсия характеризуется однородным гомогенным составом.

Таким образом, при увеличении времени виброструйной магнитной обработки дисперсность частиц конечной эмульсии возрастает.

При длительности воздействия равной 3 минутам, размер частиц трехфазной системы уменьшается до 50 мкм и ниже. При этом весь объем отобранной пробы характеризуется однородностью состава.

Установлено, что в результате достижения гомогенного состава, повышается флотационная активность эмульсии, применяемой в качестве реагента – собирателя (рисунок 3).

По результатам опытов, представленных в графическом изображении (рисунок 3), видно, что пробы водонефтяных эмульсий 1, 2 и 3 обладают нестабильными собирательными свойствами. При увеличении расхода график извлечения алмазов в концентрат имеет волнообразный характер, что можно объяснить неоднородностью состава.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

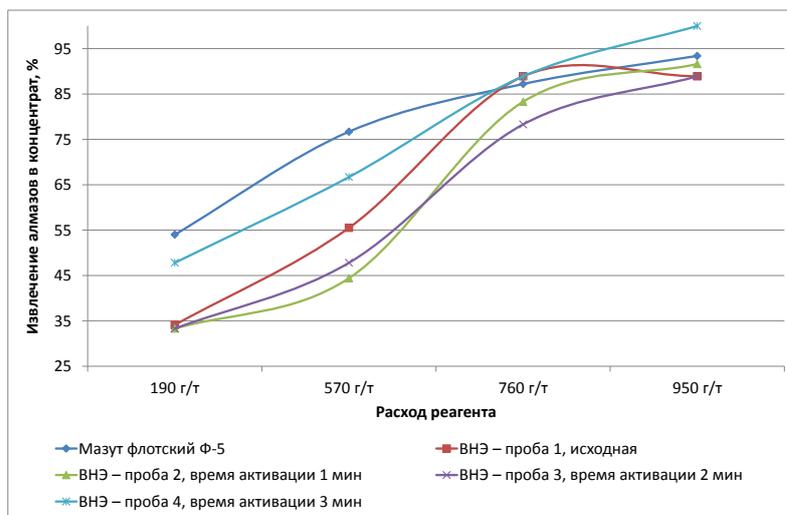


Рисунок 3 - Зависимость извлечения алмазов в концентрат пенной сепарации от степени диспергации водонефтяных эмульсий при различном расходе их в качестве реагентов-собираелей

Таблица 1 - Результаты сравнительных флотационных опытов при испытании композиций из смесей мазута Ф-5 и водонефтяной эмульсии в различных соотношениях

Исследуемый реагент	Извлечение алмазов в концентрат, % при расходе реагентов, г/т				
	190	380	570	760	950
Мазут флотский Ф-5 (Ф-5)	54,0	66,7	76,7	87,2	93,4
Композиция №1 Ф-5:ВНЭ (У) 95:5	57,6	78,3	81,6	88,4	98,3
Композиция №2 Ф-5:ВНЭ (У) 10:90	81,6	85,1	99,9	99,9	98,3
Композиция №3 Ф-5:ВНЭ (У) 15:85	63,0	80,0	85,1	87,2	88,4

График для пробы 4 (время активации 3 мин.), в отличие от остальных, имеет достаточно пропорциональную зависимость извлечения алмазов в концентрат пенной сепарации от расхода нефтепродукта, также как для принятого за базовый реагент мазута флотского Ф-5. При этом, в опытах с максимальным расходом испытываемых реагентов, равном 950 г/т, извлечение алмазов в концентрат для пробы 4 составило 99,9%, что на 6,5% выше, чем при использовании мазута флотского Ф-5.

Таким образом установлено, что при увеличении степени дисперсности частиц водонефтяной эмульсии флотоактивность ее повышается.

При использовании ВНЭ с размером частиц водной фазы менее 50 мкм (проба 4) извлечение алмазов в концентрат выше, чем при использовании мазута флотского Ф-5 и составляет 99,9%.

Использование в качестве реагента-собираателя смеси мазута флотского Ф-5 с водонефтяной эмульсией в соотношении 90:10 повышает извлечение алмазов в концентрат на 4,9% (таблица 1)

**АВТОКЛАВНОЕ ОКИСЛЕНИЕ УПОРНОГО СУЛЬФИДНОГО МЕДНО-
МЫШЬЯКОВОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА**

Ю.Е. Емельянов, С.В. Баликов, А.В. Епифоров, А.В. Богородский, Н.В. Копылова

e-mail: epiforoff@mail.ru, Россия, г. Иркутск

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»)

Рациональная переработка золото-медных руд и концентратов является серьезной проблемой для золотодобывающей промышленности. Сульфидные руды, содержащие золото и медь по классификации «Иргиредмета» относятся к упорным трудноцианируемым рудам. Медь в рудах является не только ценным компонентом, но и химическим депрессором золота в цианистом процессе. Особую технологическую упорность проявляют руды, золото в которых тесно ассоциировано с «блеклыми рудами».

Объектом исследования являлся флотационный концентрат одного из месторождений Южного Урала.

Ценными компонентами в концентрате являются золото и медь. Золото частично ассоциировано с пиритом и блеклыми рудами. Медь во флотоконцентрате находится в виде теннантита ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$).

Во флотоконцентрате, %: Cu-6,85; Fe-14,30; S-20,70; As-2,34. Содержание золота – 54,6 г/т; серебра – 92 г/т.

Прямым цианированием из флотоконцентрата извлекается 71 % золота, при этом концентрация меди в растворе составила 4,32÷6,40 г/л, а расход цианида – 25,4÷96 кг/т флотоконцентрата.

Бактериальное окисление флотоконцентрата с последующим цианированием кеков БВ, показало низкое извлечение золота в раствор (65 %).

Обжиг флотоконцентрата, с целью удаления серы и мышьяка, повысил извлечение золота при цианировании огарка до 85%. Но при этом расход цианида натрия достигает 100 г/т флотоконцентрата, что делает обжигово-цианистую технологию экономически нецелесообразной.

Опыты по автоклавному вскрытию флотоконцентрата крупностью 85÷90 % класса минус 0,074 мм проводили в лабораторном автоклаве ($t = 200\div 220$ °С; $P = 2,4\div 3,0$ МПа; $\tau = 1\div 3$ часа). При этом медь на 99 % переходит в раствор автоклавного окисления, золото и серебро концентрируются в твердом остатке выщелачивания.

Полученную окисленную пульпу фильтровали, кек промывали водой и подвергали известковой обработке до достижения рН пульпы ~10-11.

Цианирование проводили в лабораторном агитаторе при концентрации цианистого натрия 2 г/л и соотношении Ж:Т=3:1, загрузка активированного угля «Norit R 035 15» составляла 10 % объемных, продолжительность цианирования – 24 часа. Извлечение золота на уголь составило 98÷99 %, расход цианида натрия – 1 кг/т.

Проведены лабораторные исследования по переработке растворов автоклавного вскрытия, включающей нейтрализацию избыточной кислотности и экстракционное извлечение меди. Избыточную кислотность нейтрализовали карбонатом кальция. В раствор при температуре (85°С) и перемешивании порциями добавляли CaCO_3 до достижения рН 3. При этом практически все железо выпадало в осадок, а медь полностью оставалась в растворе. Полученную пульпу фильтровали.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

На полученном растворе провели экстракцию меди экстрагентом ВК 992 производства КНР (аналог Lix 64), в качестве разбавителя экстрагента использовали керосин.

Проведенные лабораторные исследования по комплексной переработке коллективного флотоконцентрата с применением автоклавного выщелачивания показали, что при сорбционном цианировании кеков автоклавного вскрытия извлекается 98÷99 % золота, 70÷72% серебра. Извлечение меди, в раствор автоклавного выщелачивания достигается свыше 99 %, цинка – 98 %. Экстракция меди из растворов автоклавного выщелачивания достигает 99-и %. Цинк при необходимости может быть выделен из обезмеженных растворов осаждением.

УСИЛЕНИЕ ДЕПРЕССИРУЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ЖИДКОГО СТЕКЛА НА КАЛЬЦИТ

М.Р. Шаутенов, Г.Ж. Абдыкирова, С.М. Уласюк, Г.Б. Нурахметова, У.Я. Сулейменова

e-mail: nesipbay@mail.ru, Казахстан, г. Алматы,

АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения» (АО «ЦНЗМО»)

Национальный научно-технологический холдинг «Парасат» МОН РК

Флотационные свойства кальцита достаточно полно изучены рядом исследователей [1,2].

Кальцит, как и флюорит, успешно флотируется жирнокислотными собирателями и их мылами. Повышение температуры пульпы улучшает результаты флотации. Растворимый силикат натрия, щелочи, а также соли алюминия, меди и окисного железа являются сильными подавителями флотации кальцита.

Кальцийсодержащие минералы флюорит и кальцит имеют в своем составе одинаковые катионы, значения энергии их кристаллических решеток близки [3]. Ионы кальция расположены в углах куба, что создает наиболее благоприятные условия для взаимодействия с ионами собирателя. Все это, вместе взятое, и определяет близкие флотационные свойства минералов и трудности их селективного разделения.

М.А. Эйгелесом [4] установлено, что депрессорами кальцита служат кислый фосфат аммония, карбонат магния, перманганат и бихромат калия, сульфитцеллюлозный экстракт, значительные количества силиката натрия.

Из выше перечисленных реагентов благодаря низкой стоимости и доступности наибольшее распространение в практике флотации несulfидных руд как депрессор кальцита получил технический силикат натрия.

Депрессирующее действие его на минералы изучалось многими исследователями, в частности для флотации несulfидных руд различных типов. Флотационное действие силиката натрия на несulfидные минералы сводится к уменьшению количества собирателя на поверхности зерен и образованию сильно гидратированными силикатными ионами устойчивых пограничных слоев, активно видоизменяющих состав поверхности минеральных частиц.

Трудность отделения флюорита от кальцита возрастает по мере уменьшения карбонатного модуля [5, 6], поэтому для разделения средне- и многокарбонатных флюоритовых руд необходимо использовать такие более сильные депрессоры кальцита, как сульфитцеллюлозный экстракт, танин, дубильные экстракты, или усилить депресси-

рующее действие жидкого стекла введением в пульпу некоторых солей многовалентных металлов.

Селективность и повышение депрессирующего действия растворимого силиката натрия может быть повышена введением в пульпу солей железа, меди, цинка, магния, алюминия [7]. Депрессия кальцита объясняется образованием коллоидного раствора слабодиссоциирующей кремнекислоты, частицы которой сорбируются на поверхности кальцита.

В работе [8] показали возможность получения высококачественных флюоритовых концентратов из бедных по флюориту многокарбонатных руд с использованием активированного жидкого стекла ($pH=1$) в качестве депрессора кальцита. Флотация в этом случае велась на натрийкатионированной воде.

Условия применения кислого жидкого стекла при флотационной селекции флюорита и кальцита изучены недостаточно

Нами в лабораторных условиях проведены исследования по определению влияния кислого жидкого стекла на флотируемость кальцийсодержащих минералов. В процессе исследования использовались мономинералы флюорита и кальцита высокой чистоты.

Подготовка минералов осуществлялась следующим образом: штучные образцы флюорита и кальцита отбирались в ручную из пробы руды месторождения «Куланкет-пес», дробились на валках до 1 мм.

Дробленый материал очищался от железа на магнитном сепараторе, после чего минералы измельчались в сухом виде в шаровой фарфоровой мельнице до $-0,15$ мм.

Измельченный материал рассеивался на ситах с целью выделения класса $-0,15+0,044$ мм в сухом виде.

В работе использовался класс $-0,15+0,044$ мм, так как по литературным данным, частицы флюорита и кальцита указанной крупности обладают наибольшей флотационной активностью.

Флотационные опыты с мономинералами проводились в дистиллированной воде ($pH=6,4$) при температуре $20\pm 2^\circ C$, в обычной лабораторной флотомашине механического типа (емкость 75 мл, навеска минерала 3,0 г).

Вал импеллера периодически покрывался раствором плексигласа во избежание перехода с него ионов железа в раствор. Скорость вращения импеллера 2000 об/мин. Перемешивание минералов с реагентами проводилось во флотационной камере.

Все применяемые реагенты вводились во флотомашину в виде водных растворов различной концентрации.

Результаты флотации мономинералов флюорита и кальцита олеатом натрия в зависимости от переменной концентрации активированного жидкого стекла ($pH=1$) приведены на рисунке.

Извлечение флюорита с повышением концентрации кислого жидкого стекла растет с 5 до 30 мг/л и составляет соответственно 92,5 и 98,7%.

Дальнейшее увеличение концентрации жидкого стекла до 50 мг/л понижает извлечение флюорита.

Извлечение кальцита и кварца при концентрации кислого жидкого стекла 5 мг/л максимально и составляет соответственно: 23,49%; 8,75%, с повышением расхода депрессора оно падает и при 50 мг/л равняется 16,73% и 2,1%.

Таким образом, при флотации мономинералов флюорита, кальцита и кварца с кислым жидким стеклом ($pH=1$) флюорит успешно флотируется, а кальцит и кварц почти

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

полностью депрессируются.

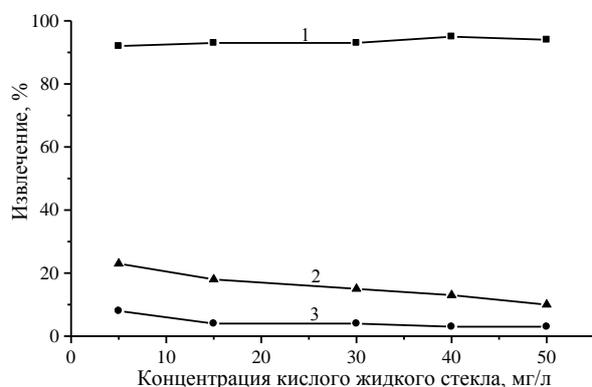


Рисунок – Влияние кислого жидкого стекла на флотацию олеатом натрия (15 мг/л) флюорита (1), кальцита (2) и кварца (3)

Полученные результаты мономинеральной флотации с использованием кислого жидкого стекла могут служить основанием для использования кислого жидкого стекла в процессе флотации флюоритовой руды.

Список использованных источников

- 1 Бергер Г.С. Флотируемость минералов.-М.-Госгортеиздат.-1962.-с.231
- 2 Берлинский А.И. Кинетика действия жидкого стекла во флотационном процессе.-Цветная металлургия.-1963.-№24.-с.15-17
- 3 Мясникова Г.А. и др.-Влияние структуры кристаллической решетки некоторых кальцийсодержащих минералов на взаимодействие их с флотационными реагентами.-Научные труды ИГД им. А.А. Скочинского.- М.-1962.-вып.10.-с.38-43.
- 4 Эйгелес М.А. Основы флотации несulfидных минералов.-М.-Недра.-1964 с.123
- 5 Эйгелес М.А. Флотация силикатов и окислов.-М.1961 с.5-49
- 6 Л.А. Глазунов //Цветные металлы. 2000. № 3. С.11-14.
- 7 Шубов М.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процесса обогащения минерального сырья. Книга 2. - М: Недра, 1990. - 262с.
- 8 Эйгелес М.А., Антонова Т.Н. Попутное получение высококачественных флюоритовых концентратов из бедных по флюориту многокарбонатных руд.-Цветные металлы.-1964 , №11.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОВЕДЕНИЯ ОКСИДОВ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ И 3-d МЕТАЛЛОВ В РЕАКЦИЯХ ФТОРИРОВАНИЯ

*Д.П.Нестеров, Е.Л. Тихомирова, Д.В.Макаров**

e-mail: nesterov_dp@mail.ru, Россия, г. Апатиты

Учреждение Российской академии наук Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И. В. Тананаева (УРАН ИХТРЭМС КНЦ РАН)

* Учреждение Российской академии наук Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра Российской академии наук (УРАН ИППЭС КНЦ РАН)

В настоящее время качество сырья горнодобывающей промышленности снижается, поэтому многие существующие технологии промышленных производств, основанные на применении гидро- и пирометаллургических процессов, исчерпали себя как в

экономическом, так и в экологическом плане. Современная наука требует новых технологических решений, направленных на комплексное и рациональное использование полезных ископаемых. Одним из перспективных направлений в переработке минерального сырья является фторидная металлургия. Предложены технологические схемы переработки сложного оксидно-силикатного сырья.

К преимуществам гидрофторидного метода относятся высокая реакционная способность NH_4HF_2 , относительно низкая стоимость, возможность регенерации из газообразных компонентов.

Ранее нами было изучено взаимодействие колумбитов MNb_2O_6 (где М – Fe, Mn, Mg) с гидрофторидом аммония. В состав колумбитовых руд и концентратов входят редкоземельные металлы (РЗМ). Поэтому исследование поведения оксидов РЗМ и 3d-металлов в реакциях фторирования актуально для последующей разработки технологических схем.

Кроме того, получение фторидов РЗМ и 3d-элементов представляет самостоятельный интерес для материаловедения. Фториды находят применение в качестве активных компонентов твердотельных лазеров и люминофоров, входят в состав фторидных стекол, используются в качестве катализаторов в органическом синтезе, являются компонентами химических источников тока, а также являются исходными соединениями для получения металлов.

Традиционным способом получения фторидов РЗМ и 3d-элементов является осаждение из растворов.

Недостатком данного способа является относительно высокое содержание кислородсодержащих анионных примесей в конечном продукте. Поэтому актуальны вопросы по выбору методик и оптимизации режимов синтеза фторидов с низким содержанием гидроксильных групп и кислорода.

Перспективным методом синтеза простых и комплексных фторидов ряда элементов является метод с использованием в качестве фторирующего реагента гидрофторида аммония.

Целью настоящей работы являлась диагностика промежуточных комплексных соединений, температур их образования и термического разложения, конечных продуктов гидрофторидного синтеза при взаимодействии оксидов РЗМ и 3-d металлов с гидрофторидом аммония.

В работе использованы методы термогравиметрии, рентгенометрического, ИК спектроскопического и кристаллооптического анализов.

Комплексным физико-химическим исследованием выявлены механизмы и определены оптимальные режимы гидрофторидного синтеза 3d-переходных элементов (таблица).

Отметим, что получение безводных фторидов железа (III) и меди (II) из оксидов требует избытка гидрофторида аммония в количестве 1.5-2 от стехиометрии, так как включает стадии формирования промежуточных комплексных соединений.

В зависимости от требований к чистоте фторида железа (III) и фторида меди (II) синтез целесообразно проводить в инертной, либо фторирующей атмосфере, возможна повторная обработка фторирующим реагентом.

Процесс взаимодействия MnO с NH_4HF_2 качественно схож с взаимодействием оксидов железа (III) и меди (II). Особенность механизма фторирования оксида марганца (IV) заключается в образовании промежуточных комплексных соединений с валентностью

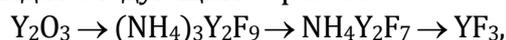
«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

марганца (III) и их разложении при последующем нагреве с образованием фторида марганца (II).

Таблица - Уравнения реакций получения фторидов 3d-переходных элементов из их оксидов

Fe ₂ O ₃	CuO
$\text{Fe}_2\text{O}_3 + 6\text{NH}_4\text{HF}_2 = 2(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6 + 3\text{H}_2\text{O}$ $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6 = \text{NH}_4\text{FeF}_4 + 2\text{HF} + 2\text{NH}_3$ $\text{NH}_4\text{FeF}_4 = \text{FeF}_3 + \text{HF} + \text{NH}_3$ $2\text{FeF}_3 + \text{H}_2\text{O} = \text{Fe}_2\text{F}_4\text{O} + 2\text{HF}$ $2\text{FeF}_3 + 3\text{H}_2\text{O} = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 6\text{HF}$	$\text{CuO} + 2\text{NH}_4\text{HF}_2 = (\text{NH}_4)_2\text{CuF}_4 + \text{H}_2\text{O}$ $(\text{NH}_4)_2\text{CuF}_4 = \text{NH}_4\text{CuF}_3 + \text{HF} + \text{NH}_3,$ $\text{NH}_4\text{CuF}_3 = \text{CuF}_2 + \text{HF} + \text{NH}_3$
MnO	MnO ₂
$\text{MnO} + 2\text{NH}_4\text{HF}_2 = \text{NH}_4\text{MnF}_3 + \text{H}_2\text{O}$ $\text{NH}_4\text{MnF}_3 = \text{MnF}_2 + \text{HF} + \text{NH}_3$	$6\text{MnO}_2 + 24\text{NH}_4\text{HF}_2 = 6(\text{NH}_4)_2\text{MnF}_5 + 18\text{HF} + 10\text{NH}_3 + \text{N}_2 + 12\text{H}_2\text{O}$ $(\text{NH}_4)_2\text{MnF}_5 = \text{NH}_4\text{MnF}_4 + \text{HF} + \text{NH}_3$ $\text{NH}_4\text{MnF}_4 = \text{MnF}_2 + \text{HF} + 1/2\text{F}_2 + \text{NH}_3$

Схемы взаимодействия оксидов иттрия и неодима с гидродифторидом аммония выглядят следующим образом:



При использовании инертной атмосферы на заключительной стадии синтеза удастся снизить содержание кислорода в полученных фторидах до 10⁻⁴ %.

Изучено также взаимодействие пентаоксида ниобия с гидродифторидом аммония, выделены промежуточные соединения (NH₄)₃NbOF₆, (NH₄)₂NbOF₅, (NH₄)₅Nb₃OF₁₈ и NH₄NbOF₄.

При температуре ≥ 400 °C образуется NbO₂F, при дальнейшем повышении температуры диоксифторид ниобия разлагается до Nb₃O₇F.

РАЗДЕЛЕНИЕ МЕДНО-МЫШЬЯКОВИСТОГО КОМПЛЕКСА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ СКАРНОВЫХ ШЕЕЛИТ-СУЛЬФИДНЫХ РУД

Е.Д. Шепета, Л.А. Саматова, О.В. Воронова

e-mail: samatova@hq.febras.ru, Россия, г. Хабаровск

Государственное учреждение «Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук» (ГУ ИГД ДВО РАН)

Комплексные шеелитовые руды месторождения Восток-2 отличаются многообразием типов, сложным вещественным составом и значительной изменчивостью их качественных характеристик по мере отработки месторождения на глубину.

Помимо шеелита, основного промышленного минерала, они содержат ряд сульфидных минералов: халькопирит, пирротин, пирит, арсенопирит и др.

Кроме того, руды характеризуются высоким содержанием попутных Au, Ag, Bi и ряда других ценных компонентов.

Вольфрамдобывающие предприятия «Приморский ГОК» и ГРК «АИР», перерабатывающие эти руды, выпускают шеелитовый и медный концентраты.

При обогащении шеелит-сульфидных руд на Приморской обогатительной фабрике (ПОФ) всегда остро стоял вопрос разделения медно-мышьяковистого комплекса, что осложняло сбыт медного концентрата на рынке.

В 1983-1984 гг. институтом «Механобр» совместно с исследовательской лабораторией предприятия была разработана технология обезмышьякования медного концентрата.

Для депрессии арсенопирита было предложено использовать динатрий- или тринатрийфосфат в среде, создаваемой железным купоросом (FeSO_4), при pH 7,5-6,5.

При использовании в качестве собирателя в сульфидном цикле бутилового ксантогената предложенная технология позволяла снизить степень концентрации мышьяка с 25 до 13 и достигнуть прироста в извлечения меди до 3 %.

В 1993 г. на предприятии был внедрен новый собиратель - аэрофлот ИМА-413П, а с 2003 г. периодически стала осуществляться совместная подача аэрофлота и ксантогената.

Назрела необходимость исследовать проблему разделения медно-мышьяковистого комплекса в условиях изменившихся реагентного режима и качественной характеристики обогащаемого сырья.

В работе представлены материалы работы ПОФ по разделению медно-мышьяковистого комплекса на рудах текущей подземной добычи. В настоящее время в переработку поступают руды в основном скарново-сульфидного и скарново-роговикового типов, доля богатой шеелит-сульфидной руды составляет ~ 10 %.

Руда прочная и вязкая. Содержание сульфидов в руде составляет 7-9 % (S 3-3,5 %), халькопирита 0,4-0,6 % (Cu 0,14-0,2 %), арсенопирита (As 0,02-0,20 %).

Как показывает минералогический анализ, халькопирит сосредоточен в сульфидизированных, реже – окварцованных участках скарнов и скарнированных роговиков.

В окварцованных скарнах халькопирит выполняет роль интерстиций между зернами кварца и пироксена, реже амфибола.

Совместно с пирротинном замещает пироксен по спайности и микротрещинкам, образуя причудливые плотные графические текстуры замещения.

Средний размер зерен халькопирита 0,03-0,08 мм.

Арсенопирит в руде встречается в виде одиночных зерен в окварцованных скарнах и кварцевых прожилках.

Средний размер зерен арсенопирита 0,05-0,12 мм.

В питании сульфидной флотации в классе +160 мкм основная доля минералов меди находится в сростках с кварцем и пироксеном (70-80 %), реже – с пирротинном.

Арсенопирит находится в основном в сростках с кварцем (около 50 %), отмечаются единичные сростки минералов: арсенопирит-халькопирит-пирротин.

В классе -80+44 мкм арсенопирит свободен от сростков, халькопирит на 20-30 % наблюдается в тонких сростках с пирротинном.

Результаты опробований, проведённых при переработке однотипной руды с подачей в перечистки FeSO_4 и без неё, приведены в таблице 1.

На руде с содержанием Cu – 0,20 %, As – 0,06 %, S – 3,2 % дозирование железного купороса в медные перечистки обеспечило снижение степени концентрации мышьяка в медном концентрате с 35,5 до 9.

Содержание мышьяка в медном концентрате снизилось с 1,4 % до 0,36 %. При этом

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

потери меди составили около 2 %.

Таблица 1 - Результаты обезмышьякования медного концентрата

Наименование операции	Значение рН	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
				Cu	As	S	Cu	As	S
Без дозировки FeSO ₄ в перечистки									
Основная Cu флотация	8,7	Cu концентрат	23,75	15,51	1,42	36,6	89,45	48,48	27,70
1 перечистка Cu	8,8	Cu хвосты	76,25	0,57	0,47	29,8	10,55	51,52	72,30
2 перечистка Cu	8,7	S концентрат	100	4,11	0,70	31,39	-	-	-
С дозировкой FeSO ₄ в перечистки: 1 – 100 г/т, 2 – 75 г/т									
Основная Cu флотация	8,4	Cu концентрат	23,97	15,03	0,36	37,2	87,39	12,85	29,43
1 перечистка Cu	7,5	Cu хвосты	76,03	0,68	0,77	28,2	12,71	87,15	70,57
2 перечистка Cu	7,4	S концентрат	100	4,12	0,67	30,29	-	-	-

Основной реагентный режим: сульфидный цикл – рН-8,4, аэрофлот – 35 г/т, Кх – 15 г/т, сосновое масло – 2,5 г/т; медный цикл – активированный уголь – 30 г/т, тринатрий фосфат – 30+22,5+18,5 г/т

Таблица 2 - Анализ эффективности депрессии мышьяка в медном концентрате по классам крупности

Классы крупности, мкм	Выход, %	Содержание, %		Извлечение Cu, %			Извлечение As, %		
		Cu	As	от операции	от руды	от класса	от операции	от руды	от класса
Без дозировки FeSO ₄ в перечистки									
+ 160	0,22	16,5	8,65	0,24	0,21	38,0	1,39	0,67	35,6
– 160 + 80	10,65	16,4	4,82	11,33	10,13	80,3	36,64	17,76	69,7
– 80 + 44	21,12	12,4	2,18	16,53	14,79	86,2	32,86	15,93	58,3
– 44 + 0	68,00	16,4	0,6	71,90	64,32	92,3	29,11	14,11	31,2
Итого	100	15,5	1,4	100	89,45		100	48,48	
С дозировкой FeSO ₄ в перечистки									
+ 160	0,67	19,01	2,43	0,85	0,74	76,6	4,24	0,55	51,0
– 160 + 80	11,87	18,05	0,94	14,28	12,48	92,9	29,15	3,75	16,2
– 80 + 44	25,27	11,95	0,32	20,12	17,59	96,5	21,12	2,71	7,9
– 44 + 0	62,19	15,62	0,28	24,75	56,58	84,0	45,49	5,85	14,0
Итого	100	15,0	0,38	100	87,39		100	12,85	

Для оценки эффективности депрессии мышьяка и анализа потерь меди исследовано их распределение по классам крупности в медном концентрате при дозировании железного купороса и без его подачи.

Полученные данные представлены в таблице 2.

На основании анализа полученных результатов установлено: в среде железного купороса тринатрийфосфат активно подавляет флотацию мышьяка в объединенном классе -160+44 мкм.

Извлечение мышьяка от класса снижается с 64 % до 11 %, при этом из класса -44 мкм извлечение также падает, но меньшей степени: с 30 % до 15 %. Депрессия мышьяка в крупных классах сопровождается ростом извлечения меди, абсолютный прирост по

классам крупности составляет соответственно: +0,5 %, +2,4 %, +2,8 % (таблица 2).

Проведенные исследования показали, что снижение общего извлечения в медный концентрат на 2% обусловлено потерями меди в классе –44+0 мкм, однако и здесь имеет место снижение степени концентрации мышьяка с 15 до 7.

Таблица 3 - Характеристика концентратов в сравниваемых режимах

Условия флотации	Содержание в медном концентрате Cu – As, %			
Без FeSO ₄	12,9 – 2,0	13,5 – 1,8	15,5 – 1,4	23,5 – 0,6
FeSO ₄ в Cu перечистки	11,6 – 0,28	13,1 – 0,34	15,1 – 0,36	19,3 – 0,32

Для скарновых руд следует отметить еще одно преимущество реагентного режима с железным купоросом – это устойчивое содержание мышьяка в медном концентрате, независимо от качества медного концентрата (таблица 3).

Таким образом, применение разработанной технологии обезмышьякования (использование тринатрийфосфата в среде железного купороса) для скарнированных руд позволяет снизить степень концентрации мышьяка в медном концентрате с 35,5 до 9, однако потери меди возрастают примерно на 2 %, что обусловлено потерями в классе –44+0 мкм.

НОВЫЕ ПОДХОДЫ К ПЕРЕРАБОТКЕ БЕРЕЗОВСКИХ КОНЦЕНТРАТОВ

Ф.М.Набиуллин, В.Г.Лобанов, В.И.Викулов, В.Б.Начаров, Н.А.Филонов

e-mail:lobanov-vl@yandex.ru

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н.Ельцина» (ФГОАУ ВПО УрФУ)

ООО «Березовское рудоуправление»

Старейший на Урале и в России Березовский рудник неоднократно переживал периоды развития и стагнации.

Для извлечения золота из сульфидно-кварцевой руды в свое время были предложены самые разнообразные технологические схемы. В силу особенностей состояния золота в березовской руде наилучшие технико-экономические показатели достигаются при использовании простейшей схемы, включающей достаточно крупный помол руды, гравитационное извлечение крупного золота и флотацию с получением пиритного концентрата. Золотосодержащие продукты перерабатывали на уральских медеплавильных заводах.

В силу изменившихся экономических условий возникла необходимость поиска вариантов переработки концентратов на месте. В настоящее время крупное золото извлекают отсадочными машинами и концентраторами Нельсона. После перечистки на столах из гравитационного концентратора выделают «золотую головку» с содержанием от 1 до 40 кг/т. Обогащенные концентраты содержат до 10% свинца в виде галенита и это создает предпосылки для осадительной плавки.

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

Разработана и испытана в полупромышленном масштабе технология плавки продуктов перераспределения гравконцентрата на внутренний свинцовый коллектор. При плавке получают веркблей с содержанием золота до 10% и штейн, в который извлекается не более 2-3% золота.

Штейн возвращается в голову обогатительного процесса. Для переработки свинцового сплава предложено использовать электролиз в нитратном электролите. Переплавкой анодного шлама получают черновое золото.

В последние 15-20 лет руда, поступающая на обогащение, содержит все больше талька.

Обладая высокой естественной гидрофобностью тальк полностью переходит в флотконцентрат. По этой причине содержание золота в концентрате снизилось до 15-20 г/т.

Для переработки флотоконцентрата предложена и пущена в эксплуатацию технология чанового активного выщелачивания с элементами активации пульпы встречными струями.

Опытная эксплуатация установки выявила высокую эффективность технологии в целом и существенную зависимость степени извлечения золота от содержания органического углерода в концентрате.

О ПРОБЛЕМЕ «ЗОЛОТО В СЛАНЦАХ»

*В.Г.Лобанов, В.М.Кузьминых, В.И.Викулов, В.Б.Начаров,
Ф.М.Набиуллин, И.Н.Семина, А.К.Егиазарьян*
e-mail:lobanov-vl@yandex.ru

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н.Ельцина» (ФГОУ ВПО УрФУ)
ООО «Березовское рудоуправление»

Одним из наименее изученных вопросов в металлургии благородных металлов является поведение и потери тонкодисперсного золота в металлургических процессах при переработке минерального сырья.

Поведение пылевидных частиц благородных металлов в процессах выщелачивания, при обжиге и плавке руд и концентратов, а также в условиях пробирной плавки может существенно отличаться от поведения основной массы золота.

Чаще всего проблему определения и извлечения нанодисперсного золота обсуждают в связи с переработкой углистых сланцев и других видов сырья, содержащих органический углерод.

В пирометаллургических процессах по мере повышении температуры образуются достаточно большие объемы газообразных продуктов – пары воды, CO₂, SO₂. При «сухом» состоянии шихты с указанными продуктами неизбежно микрочастицы благородных металлов улетают как в твердом виде за счет парусности, так и вследствие их испарения.

Последнее допущение связывают с особенностью свойств, нехарактерных для благородных металлов в стандартных условиях. Отмеченные особенности являются основной причиной неполного определения золота при анализе руд и концентратов методами пробирной плавки.

Наибольшие трудности вызывает определение золота в углистых сланцах. Многие исследователи склоняются к тому, что в подобных видах сырья, содержащих восстановленный углерод, значительная часть золота находится не в металлическом виде, а в форме сложных нерастворимых органических комплексов.

При термической обработке сырья в условиях восстановительного состава газовой фазы возможно образование карбониллов золота и платиноидов.

При сухом состоянии шихты (до 800°C) карбонилы с легкостью переходят в газовую фазу.

С учетом факта повышенной летучести золота, наблюдаемого при сжигании золотоносных углей, разработаны методы улавливания благородных металлов из дымовых газов ТЭЦ (Патент РФ № 2249054 от 27.03.2005).

Авторы склонны связывать летучесть золота с образованием карбониллов.

В данной работе сделана попытка оценить факт наличия и достоверного определения «летучего» золота в пиритном концентрате Березовского месторождения. Основанием для подобных ожиданий являлось присутствие в рудах органического углерода. В силу естественной гидрофобности сланцы при флотации руды неизбежно попадают в флотоконцентрат.

При выборе методики анализа, альтернативной традиционной пробирной плавке в своих исследованиях мы руководствовались следующими соображениями.

1. По причине высоких сорбционных свойств углеродистого вещества применение любых химических методов концентрирования золота из углесодержащих пород является недопустимым.

2. Повышенная летучесть благородных металлов в пробах с высоким содержанием органического углерода вынуждает с осторожностью использовать предварительный окислительный обжиг проб.

3. Предварительная химическая обработка проб перед плавкой должна иметь целью разрушение органических соединений золота и в максимальной степени обеспечить активное коллектирование всех форм золота свинцом еще до стадии активного выгорания углерода.

На первом этапе специальными опытами установлен факт перехода золота в газовую фазу при нагреве навески сульфидного концентрата до температуры 300°C.

Многочисленными анализами показано, что доля летучего золота во флотационном концентрате рудника составляет от 0 до 150% от содержания золота, определяемого традиционными методами анализа.

Разброс данных связан, прежде всего, с колебаниями в содержании углистых сланцев в текущих пробах концентратов и, в меньшей степени, с погрешностями в подготовке проб и многостадийного анализа.

Изучены особенности цианистого выщелачивания концентратов, содержащих органическое золото. Как и следовало ожидать, углерод проявляет сорбционные свойства и по истечении некоторого времени цианирования содержание золота в растворе перестает увеличиваться, а затем уменьшается.

Проверены известные и оригинальные приемы решения указанной проблемы.

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МОДИФИЦИРОВАННЫХ СОРБЕНТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ
БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ**

В.Г.Лобанов, В.И.Скороходов, Б.К.Радионон, О.Ю.Маковская, И.Н.Семина

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н.Ельцина» (ФГОАУ ВПО УрФУ)
ООО «Березовское рудоуправление»

Синтетические сорбенты и активированные угли, используемые для извлечения цветных металлов их бедных технологических растворов весьма дороги. Затраты на сорбенты даже при их регенерации могут достигать 10-15% от суммарных затрат извлечения золота из руд. В тех случаях, когда регенерация сорбента, чаще всего угля, не предусмотрена эта доля возрастает до 30-40%. В этой связи актуален поиск сорбентов, сочетающих доступность, достаточную емкость, требуемую степень извлечения и низкую цену. Для указанной цели предложено использовать минеральные и синтетические высокопористые вещества, которым специальной обработкой резко повышают сорбционные свойства. В числе таких веществ можно назвать природные цеолиты, силикагель, лигнин и др.. Подобной же обработкой можно улучшить сорбционные свойства используемых на практике сорбентов, в частности, активированных углей.

Самая простая обработка потенциальных сорбентов заключается в их пропитке в специально приготовленных растворах. Такие растворы должны содержать вещества или их анионные формы - импрегнирующие агенты (импагенты), которые с одной стороны достаточно прочно закрепляются в порах носителя, с другой - способны образовывать с извлекаемыми металлами труднорастворимые соединения. Чем прочнее образующиеся соединения, тем выше степень извлечения металлов из растворов. Сорбенты с измененными подобным образом свойствами принято называть импрегнированными.

Поскольку в реальных растворах концентрация благородных металлов значительно меньше, чем концентрация примесей, не представляющих технологического интереса, то импрегнирование, по возможности, должно быть целенаправленно. Селективность обеспечивается химизмом взаимодействия импагента с извлекаемым металлом.

Взаимодействия катионов или комплексных ионов металлов с импагентом отличается от такового в объеме водного раствора. В фазе импрегнированного сорбента концентрация реагирующих веществ в десятки и сотни раз выше, чем в объеме раствора. За счет этого возрастает емкость сорбента и скорость сорбции. Резко снижается остаточное содержание сорбируемого металла. Образующееся труднорастворимое соединение остается в фазе сорбента и отпадает необходимость его фильтрации.

В качестве наиболее очевидного импагента для извлечения благородных металлов можно рассматривать сульфгидрильные соединения или производные О-эфиров дитиоугольной кислоты (Патент RU №2267544 от 28.07.04). В отличие от сульфида натрия данные реагенты могут быть использованы в кислых средах; они отличаются большей селективностью по отношению к благородным металлам. С золотом, серебром и металлами платиновой группы указанные реагенты образуют чрезвычайно прочные соединения даже в растворах таких сильных комплексообразователей, как хлориды и аммиакаты.

В данной работе изучена возможность использовать импрегнированные сорбенты для извлечения золота из растворов подземного выщелачивания по оксихлоридной технологии на одном из малых золотоносных месторождений на Урале. Золото из растворов осаждают исключительно на активированном угле. Важным достоинством данной технологии в целом является ее высокая экономическая эффективность. Вместе с тем, по мере отработки рудного тела возникли проблемы, неизбежные для этого способа. Среднее исходное содержание золота в руде 1 - 1,5 г/т. Подземное выщелачивание золота ведут оборотными растворами, содержащими до 0,5 г/л Cl_2 при pH = 4-5. Товарные растворы на выходе из-под земли содержат 0,1- 1 мг/л золота. Вместе с золотом в раствор переходит ртуть, содержащаяся в руде этого месторождения.

Извлечение золота из растворов проводят сорбцией на древесном активированном угле типа AP-B. Остаточное содержание золота и ртути в растворах после сорбции 0,02-0,05 мг/л, т.е. извлечение составляет 80-90%.

В связи со снижением содержания золота в продуктивных растворах степень извлечения сорбцией на угле снижается до нижнего предела (80%), что негативно сказывается на экономике и обуславливает поиск новых, более эффективных сорбентов. В работе проведены исследования по выбору сорбента применительно к указанным растворам, при этом ставились задачи: повышение степени извлечения золота из оборотного раствора; изучение возможности разделения золота и ртути на стадии десорбции.

На первом этапе провели оценку максимально возможной степени извлечения золота с использованием 18 вариантов наиболее доступных сорбентов (уголь, синтетические иониты отечественного и зарубежного производства). Были испытаны природные сорбенты, подвергнутые химической модификации. Результаты предварительных опытов показали, что некоторые сорбенты, в том числе модифицированные, обеспечивают более полное, чем уголь, извлечение золота. Три образца обеспечили остаточное содержание золота в растворах менее 2 мкг/л, что соответствует извлечению более чем на 98%. Для проведения укрупненных испытаний были выбраны активированный уголь AP-B и лигнин.

Насыщенные до равновесия сорбенты после выгрузки анализировали на содержание золота. Емкость угля AP-B составила 4 г/кг, модифицированного угля 8,5 г/кг. Насыщенный лигнин содержал 2,1 г золота на 1кг сухой массы.

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ	3
<i>Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Рогожин А.А.</i> Требования к минералогическим исследованиям при оценке качества полезных ископаемых.....	3
<i>Рудой Г.Н., Волкова Н.А., Шадрунова И.В., Зелинская И.В.</i> Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий.....	6
<i>Седельникова Г.В., Романчук А.И., Ким Д.Х., Савари Е.Е.</i> Новые технологии извлечения благородных и цветных металлов из рудного и техногенного сырья.....	12
<i>Бочаров В.А., Игнаткина В.А.</i> Рациональные технологии флотации труднообогатимых колчеданных руд цветных металлов.....	17
<i>Козин В.З.</i> Современная теория и практика опробования минерального сырья.....	21
<i>Газалеева Г.И., Червяков С.А., Воробьев В.В., Колодежная Е.В.</i> Современные процессы и оборудование рудоподготовки и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов.....	25
<i>Лыгина Т.З., Аксенов Е.М., Николаев К.Г.</i> Инновационные технологии добычи и переработки неметаллов с целью создания геонаноматериалов для базовых комплексов экономики.....	30
<i>Курков А.В., Пастухова И.В.</i> Новые подходы выбора флотационных реагентов для обогащения комплексных руд сложного состава.....	33
СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ, РУДОПОДГОТОВКА И МЕТОДЫ ИХ ИНТЕНСИФИКАЦИИ»	37
<i>Козлов А.П., Чантурия В.А., Толстых Н.Д., Телегин Ю.М.</i> Минералого-технологическая характеристика платинометалльных руд Светлоборского пироксенит-дунитового массива (Средний Урал)	37
<i>Азарнова Л.А., Темнов А.В.</i> Малообъёмное минералого-технологическое опробование как необходимый этап оценки редкометалльных месторождений (на примере Большетагнинского месторождения ниобия).....	40
<i>Белобородов В.И., Рухленко Е.Д., Захарова И.Б., Андронов Г.П., Филимонова Н.М.</i> Минералого-технологические исследования тонковкрапленных фосфатных руд.....	44
<i>Покровская Н.Е.</i> Типоморфизм алмазов трубки снегурочка по данным ИК-спектроскопии.....	47
<i>Олейник А.Г., Скороходов В.Ф.</i> Информационные технологии в управлении процессами переработки руд хибинских месторождений.....	49
<i>Мирошникова А.П., Борцов В.Д., Сулаквелидзе Н.В.</i> Влияние петрофизических свойств сульфидов золотосульфидных месторождений на протекание процессов биоокисления.....	51
<i>Чантурия В.А., Каплин А.И., Артёмов В.Г., Травкин В.Д.</i> Диодно-лазерный метод исследования сорбционных и десорбционных свойств воды при изучении влагоемкости геоматериалов.....	55
<i>Кочин В.А., Лебедь А.Б., Набойченко С.С., Васильев Е.А.</i> Электронно-зондовый микроанализ Cu–Pb–Zn концентрата Рубцовской обогатительной фабрики и продуктов его переработки.....	58
<i>Жукова В.Е., Зублюк Е.В., Шувалова Ю.Н., Ожогина Е.Г.</i> Минералого-технологические особенности железных руд Верхне-Омолонского рудопроявления.....	62
<i>Скакова Т.Ю.</i> Кристаллогеометрические особенности и тонкая структура границ зерен в геоматериалах.....	64
<i>Леоненко Н.А.</i> Лазерная дефрагментация ультрадисперсного золота из техногенного минерального сырья.....	65

<i>Александрова Т.Н.</i> Благородные металлы в углеродистых сланцах на дальнем востоке России.....	70
<i>Гурман М.А.</i> Технологические особенности золотосеребряной руды Авляяканского месторождения.....	73
<i>Потапов Д.С., Потапов С.С.</i> Минералого-геохимические исследования металлургических шлаков как основа для их использования и переработки.....	76
<i>Маляров П.В.</i> Современное состояние и перспективы развития процессов измельчения минерального сырья на обогатительных фабриках.....	80
<i>Мартьянов Ю.А., Козлов В.А., Алимжанова А.М., Татаринов А.С., Швецов Н.Н., Денисенко А.П., Зацепина М.П.</i> Пути модернизации процессов дробления, измельчения и классификации при производстве урана и ванадия.....	84
<i>Вахрушев А.В.</i> Проблемы переработки алюминиевых руд, новые технологии.....	87
<i>Новиков Г.В.</i> Сорбция ионов цветных и редких металлов рудными минералами железомарганцевых образований океана.....	88
<i>Бунин И.Ж.</i> Импульсные технологии в процессах переработки минерального сырья: основные результаты и перспективы.....	92
<i>Размахнин К.К., Хатькова А.Н.</i> Влияние мощных электромагнитных импульсов на кинетику растворения железа цеолитсодержащих пород восточного Забайкалья.....	95
<i>Ростовцев В.И.</i> Разработка высокоэффективных технологий радиационных и радиационно-термических воздействий в процессе рудоподготовки и обогащения упорного минерального сырья.....	98
<i>Стенин Н.Ю., Азарнова Л.А., Белоусова Е.Б., Темнов А.В.</i> Выбор способа рудоподготовки и его влияние на флотационные свойства микроклинитовых руд Большетагнинского месторождения ниобия.....	101
<i>Кунилова И.В., Копорулина Е.В., Вигдергауз В.Е.</i> Исследование состояния поверхностного слоя халькопирита в условиях сонохимической обработки.....	105
<i>Власов Н.Г., Казанцев А.Е., Ожогин Д.О., Орлова Н.И., Шувалова Ю.Н., Чистякова Н.И.</i> Самородное золото в рудах месторождения Албын и возможность его извлечения.....	110
<i>Храмов А.Н.</i> Способ количественной оценки раскрытия минерального сырья с использованием показателя контрастности.....	112
<i>Цыпин Е.Ф., Аринов К.Н., Овчинникова Т.Ю.</i> Формирование фракционных характеристик и границ разделения в информационных методах обогащения.....	115
<i>Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л., Дуда А.М., Морозов В.В.</i> Управление обогащением медно-молибденовых руд на основе комплексного радиометрического анализа руды.....	118
<i>Топчаев В.П., Улитенко К.Я., Соколов В.И., Морозов В.В., Бокани Л.</i> Оптимизация процессов измельчения с применением методов виброакустического анализа.....	121
<i>Мамонов С.В.</i> Возможности тонкого грохочения в рудоподготовительных операциях флотационных фабрик.....	125
<i>Козлов В.А., Баудагулова, Денисенко А.П., Татаринов А.С., Зацепина М.П.</i> О формах уран-ванадиевого оруденения и технологических приемах их вскрытия.....	128
<i>Римкевич В.С., Пушкин А.А., Маловицкий Ю.Н., Еранская Т.Ю.</i> Фторидный метод извлечения наночастиц аморфного кремнезема из кремнеземсодержащего сырья.....	132
СЕКЦИЯ «ФЛОТАЦИЯ, РЕАГЕНТЫ, ГРАВИТАЦИЯ, ВОДОПОДГОТОВКА».....	136
<i>Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К.</i> Теоретические подходы к созданию селективных реагентов для извлечения сульфидов с эмульсионной вкрапленностью золота.....	136
<i>Соложенкин П.М.</i> Прогнозирование свойств химических соединений как флотационных реагентов.....	139

**«Новые технологии обогащения и комплексной переработки
труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»**

<i>Чантурия В.А., Иванова Т.А. Зимбовский И.Г.</i> Комплексообразование при флотационном извлечении благородных металлов серуазотсодержащими собирателями.....	142
<i>Игнаткина В.А.</i> Механизм взаимодействия сочетаний собирателей с поверхностью разделяемых минералов.....	146
<i>Бескровная В.П., Евдокимов В.Н., Богудлова А.И., Гребенюкова О.В.</i> Разработка технологии флотации золото-полиметаллической руды с извлечением ценных компонентов в товарные продукты.....	150
<i>Бескровная В.П., Евдокимов В.Н., Ворожцов Н.М., Богудлова А.И.</i> Испытания новых реагентных режимов флотации смешанных и первичных тонковкрапленных золотосодержащих руд с целью повышения извлечения золота.....	153
<i>Гапчич А.О., Недосекина Т.В.</i> Новые реагенты для флотации золотосодержащего сырья.....	156
<i>Рязанцева М.В.</i> Физико-химические методы исследования сорбции сульфидрильных собирателей при флотации сульфидных минералов.....	162
<i>Чантурия В.А. Двойченкова Г.П. Каплин А.И., Островская Г.Х., Коваленко Е.Г., Ковальчук О.Е.</i> Экспериментальные исследования взаимосвязи поверхностных и технологических свойств природных алмазных кристаллов трубки Интернациональная.....	165
<i>Чантурия Е.Л., Иванова Т.А. Зимбовский И.Г.</i> Влияние комплексообразователя АМД на флотационное разделение сульфидов медно-цинковых руд.....	170
<i>Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Сабанова М.Н., Орехова Н.Н.</i> Разработка селективного реагентного режима флотации колчеданной медно-цинковой руды Юбилейного месторождения.....	173
<i>Вигдергауз В.Е., Макаров Д.В., Белогуб Е.В., Шрадер Э.А., Кузнецова И.Н., Бочарова И.В., Саркисова Л.М.</i> Исследование процессов окисления и изменения флотационных свойств медно-цинковых руд Урала.....	176
<i>Зимин А.В., Арустамян М.А., Немчинова Л.А.</i> Выбор и обоснование структуры технологической схемы флотационного обогащения колчеданных медных и медно-цинковых руд.....	181
<i>Кондратьев С.А.</i> Длительность взаимодействия частицы с пузырьком в условиях применения физически сорбируемого реагента.....	184
<i>Кондратьев С.А., Юсупов Т.С.</i> Элементы собирательной активности физически сорбируемых реагентов в угольной флотации.....	188
<i>Лимарев М.С., Петухов В.Н.</i> Исследование новых кремнийорганических соединений в качестве реагентов-вспенивателей при флотации углей.....	191
<i>Иванова В.А., Митрофанова Г.В.</i> Карбоксилсодержащие собиратели на основе моноалкиловых эфиров малеиновой кислоты.....	194
<i>Куликова Т.М., Гиревая Х.Я., Бодьян Л.А.</i> Использование квантово-химических дескрипторов для изучения механизма взаимодействия реагента с угольной поверхностью.....	198
<i>Колташев Д.В., Насртдинова Т.Ю., Радушев А.В.</i> Флотация флюорита новыми реагентами.....	201
<i>Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Трофимова Э.А., Карнацкий В.А., Островская Г.Х., Кобелев Д.А.</i> Результаты промышленной апробации эмульсионной технологии отмывки алмазосодержащих концентратов липкостной сепарации в цехе доводки ОФ№3 МГОКа.....	203
<i>Горячев Б.Е., Николаев А.А.</i> Исследование формальной кинетики окисления галенита в жидкой фазе флотационной пульпы.....	207
<i>Тусулбаев Н.К., Бектурганов Н.С., Семушкина Л.В.</i> Флотация полиметаллической руды с применением экологически безопасных наноразмерных депрессора и активатора сфалерита.....	210

<i>Медяник Н.Л.</i> Реализация принципа «структура-свойство/активность-свойство» для направленного выбора реагентов-собирателей.....	213
<i>Морозов Ю.П., Морозов В.В.</i> Оптимизация технологии флотации с разомкнутыми схемами.....	217
<i>Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., Шрадер Э.А., Глухова Н.И.</i> Флотационное извлечение ценных компонентов из отвальных хвостов обогащения медно-никелевой руды.....	221
<i>Вигдергауз В.Е., Гольберг Г.Ю.</i> Теоретическое и экспериментальное обоснование ресурсосберегающей технологии снижения влажности тонкодисперсных продуктов обогащения.....	225
<i>Митрофанова Г.В., Соложенкин П.М., Иванова В.А.</i> Оценка флотационной активности монопроизводных дикарбоновых кислот на основе квантово-механических расчетов.....	228
<i>Титков С.Н., Букша Ю.В.</i> Технологии флотационного обогащения сложно-обогатимых калийных руд.....	231
<i>Туголуков А.В.</i> Получение качественного фосфорсодержащего концентрата из апатит-штаффелитовой руды Ковдорского месторождения.....	236
<i>Киенко Л.А., Саматова Л.А.</i> Повышение эффективности действия карбоксильных собирателей при флотации тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд.....	239
<i>Сабанова М.Н., Гусев А.А., Щелкунов С.А., Малышев О.А.</i> Результаты применения реагента «ДМИПЭК» при флотационном обогащении медного и медно-цинкового сырья.....	242
<i>Салахутдинов Н.Ф., Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Яровая О.И.</i> Флотореагенты на основе скипидара и их использование при флотации медно-никелевой руды.....	244
<i>Николаев А.А.</i> Современные методы расчета константы скорости флотации.....	247
<i>Хабарова И.А., Бунин И.Ж., Недосекина Т.В.</i> О перспективах применения высоковольтных наносекундных импульсных воздействий в процессах флотационного разделения сульфидных минералов.....	249
<i>Чернышева Е.Н., Чантурия Е.Л., Морозов В.В., Двойченкова Г.П., Богачев В.И.</i> Повышение коррозионной устойчивости ферросилиция в процессах тяжело-среднего обогащения кимберлитов.....	253
<i>Богданович А.В., Васильев А.М., Урнышева С.А., Марчевская В.В., Поспелова Ю.А.</i> Вероятностная оценка эффективности разделения при гравитационном обогащении руд.....	257
<i>Пелевин А.Е.</i> Сравнение грохота и гидроциклона в замкнутом цикле измельчения магнетитовых руд.....	259
<i>Гзогян Т.Н., Улубабов Р.С.</i> Совершенствование схем самоизмельчения железистых кварцитов.....	262
<i>Андреев В.Г., Кармазин В.В.</i> Анализ результатов промышленных испытаний сепаратора ВСПБМ-90/100 на ОАО «Михайловский ГОК»	265
<i>Найдан Ц.</i> Возможности извлечения ценных компонентов из пиритных концентратов ГОКа «ЭРДЭНЭТ» Монголии.....	266
<i>Скороходов В.Ф., Никитин Р.М., Якушкин В.П.</i> Применение методов вычислительной гидродинамики для моделирования потоков в колонной флотационной машине.....	270
<i>Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А.</i> Селективное выделение мышьяка из техногенных растворов.....	273
<i>Еремин Ю.П., Жарменов А.А., Айсаутов М.А., Хайруллина С.Т., Ушанова Д.К., Чакиртова Н.Н., Денисова Н.В., Сарсенбай А.А.</i> О смещении границы флотируемости в направлении микро-нано дисперсий в пульсационном поле.....	276
<i>Белобаба А.Г., Пушкарева Г.И., Маслий А.И., Бочкарев Г.Р.</i> Очистка техногенных растворов от ионов тяжелых металлов.....	279

**«Новые технологии обогащения и комплексной переработки
труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»**

<i>Козлов В.А., Сацсанова Г.Р., Коровин В.А., Пеганов В.А., Денисенко А.П., Зацепина М.П.</i> Тестирование синтетических анионитов для извлечения урана, молибдена и ванадия из сернокислых растворов.....	282
СЕКЦИЯ «КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ».....	285
<i>Петров И.М.</i> Роль России на мировом рынке металлического минерального сырья и продуктов его переработки.....	285
<i>Сорокин А.П., Рождествина В.И., Кузьминых В.М., Киселева А.А.</i> Разработка фунда- ментальных основ рационального использования энергетического сырья с попутным извлечением золота.....	287
<i>Шадрунова И.В., Орехова Н.Н.</i> Комплексный подход к ресурсовоспроизводящей пе- реработке гидроминерального сырья.....	291
<i>Самусев А.Л., Миненко В.Г., Чантурия Е.Л., Копорулина Е.В.</i> Изменение структуры и химического состава поверхности Cu-Zn руды при взаимодействии с различными растворителями.....	293
<i>Ануфриева С.И., Лосев Ю.Н., Богданов И.А.</i> Комплексная технология переработки серпентинового сырья.....	294
<i>Урванцев А.И.</i> Физические основы и современная техническая реализация энерго- сберегающих технологий обогащения полезных ископаемых.....	295
<i>Васильев Е.А., Томина В.Н., Лебедь А.Б.</i> Исследование кучного выщелачивания ме- ди из окисленных руд волковского месторождения.....	297
<i>Гершенков А.Ш., Мухина Т.Н.</i> Технология получения высококачественных сфенового и эгиринового концентратов при комплексной переработке апатит-нефелиновых руд.....	301
<i>Ким Е.А., Крылова Л.Н.</i> Применение микроорганизмов для извлечения металлов из силикатных никелевых руд.....	302
<i>Гарифулин И.Ф., Собянина Е.В., Стихина М.И., Бондарев А.А., Андреев С.Н., Топаев Г.Д.</i> Освоение технологии обогащения медной руды шемурского месторождения на обогатительной фабрике ОАО «СВЯТОГОР».....	305
<i>Кравец Б.Н.</i> Технологические возможности ООО КОМПАНИЯ «МАРИЯ-ТРЭЙД» в области обогащения и комплексной переработки природного и техногенного сырья.....	308
<i>Орлов С.Л.</i> Разработка технологии сернокислотного кучного выщелачивания ни- келя и кобальта из окисленных никелевых руд.....	310
<i>Тусупбаев Н.К., Танекеева М.Ш., Семушкина Л.В., Сулейменова У.Я., Кшибеков Б.Д., Ешпанова Г.Т.</i> Комплексная переработка полиметаллической руды с получе- нием редкоземельного концентрата.....	312
<i>Канарский А.В., Крылова Л.Н., Адамов Э.В.</i> Обогащение сульфидных сурьмяно- мышьяковых золотосодержащих руд.....	316
<i>Шихов Н.В.</i> Обогащение титансодержащих руд.....	319
<i>Арешина Н.С., Касиков А.Г.</i> Получение технического селена из кеков сернокислотных отделений ОАО «КОЛЬСКАЯ ГМК» с применением методов гидрохимического обогащения.....	323
<i>Линёв Б.И., Рубинштейн Ю.Б.</i> Стандартизированное угольное топливо – основа чистой энергетики.....	325
<i>Литвиненко В.Г., Мязин В.П.</i> Инновационные технологические решения, реали- зуемые при обогащении и переработке урановых руд (ОАО «ППГХО»).....	327
<i>Аюшиева Б.С., Золтоев Е.В.</i> Образование вольфрамата натрия при спекании гюбнеритовых концентратов с сульфатом натрия.....	328
<i>Гусаков М.С., Крылова Л.Н., Адамов Э.В.</i> Возможности использования биоокисле- ния в переработке никельсодержащего минерального сырья.....	330
<i>Крылова Л.Н., Адамов Э.В., Пивоварова Т.А., Кондратьева Т.Ф.</i> Кучное бактериаль- ное выщелачивание медных руд удоканского месторождения.....	334

<i>Рябцев Д.А., Крылова Л.Н., Воронин Д.Ю.</i> Переработка труднообогатимого медно-цинково-пиритного промпродукта флотации.....	338
<i>Кондратьева Т.Ф., Пивоварова Т.А., Цаплина И.А., Журавлева А.Е., Булаев А.Г.</i> Гетерогенность сообществ ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов в биогидрометаллургических технологиях окисления концентратов упорных золотосодержащих сульфидных руд.....	341
<i>Мусаев В.В., Возжеников С.Г.</i> О рациональной стратегии организации промышленного производства электролитического марганца в России.....	345
<i>Мязин В.П., Шеломенцев В.С., Баландин О.А.</i> Оценка возможности электродинамической сепарации для извлечения мелкого труднообогатимого золота.....	348
<i>Семёнов А.А., Синегрибов В.А., Сметанников А.Ф., Новиков П.Ю.</i> Подготовка шламов, содержащих благородные металлы, к переработке.....	350
<i>Опалев А.С., Бирюков В.В.</i> Использование магнитно-гравитационной сепарации при разработке новых технологий обогащения магнетитовых руд.....	351
<i>Андреев А.В.</i> Создание эффективных энергосберегающих технологий производства гуматов.....	354
<i>Левченко Е.Н.</i> Рациональная и комплексная переработка редкометалльно-титановых россыпных месторождений – основа повышения экономической эффективности и их освоения.....	356
СЕКЦИЯ «КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, ЭКОЛОГИЯ».....	359
<i>Ряховский В.М., Лапин И.В., Ряховский А.В.</i> Создание инфраструктуры пространственных данных для формирования сводного кадастра техногенных отходов....	359
<i>Старчик Л.П.</i> Сортировка и сепарация минерального и техногенного сырья на основе информационных признаков.....	362
<i>Зубков А.А., Шуленина З.М., Воробьев А.Е.</i> Обоснование путей развития сырьевой базы металлов и снижения техногенной нагрузки на окружающую среду.....	364
<i>Мазухина С.И., Макаров Д.В., Маслобоев В.А.</i> Физико-химическое моделирование в решении экологических и технологических задач горнопромышленного комплекса.....	367
<i>Кириллова Е.А., Шумская Л.Г., Юсупов Т.С.</i> Изучение эффективности обогащения твердых отходов горно-металлургического производства.....	371
<i>Фомченко Н.В., Муравьев М.И.</i> Переработка сульфидных руд с применением биогидрометаллургии.....	373
<i>Ангелов В.А.</i> Разработка способов формирования техногенных массивов из отходов горно-обогатительного производства с заданными структурными параметрами, обеспечивающими их эффективную переработку.....	377
<i>Кузьменко А.В., Лебедь А.Б., Попов А.И., Селиванов Е.Н.</i> Пирометаллургическая переработка отходов свинцового производства.....	379
<i>Танекеева М.Ш., Абдыкирова Г.Ж., Едильбаев А.И., Букуров Б.М., Ибраева Г.М., Ешпанова Г.Т.</i> Исследование переработки техногенного марганецсодержащего сырья с использованием химического обогащения.....	380
<i>Кантемиров М.Д., Абдыкирова Г.Ж., Едильбаев А.И., Тастанов Е.А., Абишева А.Е.</i> Перспективы переработки железо-марганецсодержащего техногенного сырья месторождения «Тур» (Республика Казахстан)	383
<i>Юсупов Т.С., Кириллова Е.А., Бондаренко В.П.</i> Пути совершенствования способов обогащения техногенного олово-содержащего сырья.....	386
<i>Макаров Д.В., Маслобоев В.А., Нестеров Д.П., Меньшиков Ю.П., Светлов А.В., Бочарова И.В.</i> Исследование возможности извлечения цветных металлов из техногенных медно-никелевых продуктов.....	389
<i>Горлова О.Е., Хасанов Н.И.</i> Переработка тонкодисперсных железосодержащих отходов металлургического производства.....	392

**«Новые технологии обогащения и комплексной переработки
труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»**

<i>Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А.</i> Исследование возможности утилизации осадков шламонакопителя УК ТМК.....	395
<i>Лавриненко А.А., Игнатова Т.В., Шелепов Э.В.</i> Совершенствование флотационной технологии повышения качества железных концентратов ОАО «Михайловский ГОК»	399
<i>Соколова В.Н., Лосев Ю.Н., Сладкова Г.А.</i> Отходы обогащения гетит-гидрогетитовых руд – источник получения попутной товарной продукции.....	402
<i>Зелинская Е.В., Барахтенко В.В., Бурдонов А.Е., Головина А.В.</i> Утилизация техногенного минерального сырья для производства теплоизоляционного материала.....	404
<i>Суворова О.В., Макаров Д.В., Бокарева В.А., Плетнева В.Е.</i> Переработка отходов обогащения руд кольского полуострова в строительные керамические материалы.....	407
<i>Волобаев И.И., Ульберг З.Р., Марочко Л.Г.</i> Перспектива использование биомагнитной технологии в обогащении золота.....	409
<i>Воробьев-Десятовский Н.В., Аксенов Б.В.</i> Сорбционное извлечение золота из растворов и пульпы: уголь или смола?.....	412
<i>Куимова Н.Г.</i> Перспективы использования биомассы грибов в качестве биосорбентов.....	414
<i>Секисов А.Г., Лавров А.Ю., Шкатов В.Ю.</i> Использование фотоэлектрохимических процессов и электросорбционного извлечения золота при переработке упорных руд.....	418
<i>Мязин В.П., Баянов А.Е., Шемякина Е.Н.</i> Особенности круглогодичного кучного выщелачивания природного и техногенного золотосодержащего сырья Забайкалья.....	421
<i>Лебедь А.Б., Акулич Л.Ф., Тимофеев К.Л.</i> Сорбционное извлечение цветных металлов из карьерных и подотвальных вод.....	424
<i>Шунин В.А., Соколова И.С., Лебедь А.Б.</i> Сорбционная очистка продуктивных селеновых растворов от примесей тяжелых металлов.....	428
<i>Орехова Н.Н.</i> Использование медистого клинкера в процессах ресурсосберегающей переработки кислых сульфатных вод.....	429
<i>Мишурина О.А., Медяник Н.Л.</i> Химические основы процесса селективного извлечения ионов марганца из техногенных вод.....	432
<i>Дьякова Л.В., Касиков А.Г.</i> Экстракционная очистка хлоридных растворов от марганца.....	435
<i>Ангелова Е.И.</i> Обоснование выбора эффективных растворителей меди и цинка при выщелачивании техногенных отходов Учалинского ГОКа.....	436
<i>Пестряк И.В., Морозова О.В., Эрдэнэтуяа О.</i> Разработка технологии кондиционирования дренажных вод хвостохранилища.....	438
<i>Чикин А.Ю., Лухнева О.Л.</i> Исследование и разработка технологии сорбционной доочистки сточных вод с использованием техногенных отходов и природных цеолитов.....	441
СТЕНДОВЫЕ ДОКЛАДЫ.....	444
<i>Соложенкин П.М., Алексеева В.П.</i> Органические депрессоры минералов и их компьютерные параметры.....	444
<i>Александрова Т.Н., Литвинова Н.М.</i> Исследование сорбционных процессов при переработке золотосодержащих руд.....	447
<i>Ширяева В.В.</i> Разработка технологии кучного выщелачивания золота из комплексных золотоурановых руд с использованием роданидных растворителей.....	449
<i>Шоинбаев А.Т., Протопопов А.В., Даулетбаков Т.С., Искакова Ж.Ж.</i> Особенности восстановления технического оксида кобальта водородом, пропаном и	450

природным газом.....	
<i>Шумилова Л.В., Резник Ю.Н.</i> Комбинированные методы кюветного и кучного выщелачивания упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий.....	451
<i>Гайнутдинов Н.К., Хасанов Р.А.</i> Технология обогащения труднообогатимого кварцевого сырья.....	457
<i>Локшин Э.П.</i> Повышение комплексности использования хибинского апатитового концентрата при его серноокислотной переработке.....	462
<i>Лузин В.П.</i> Обогащение каолинов южно-ушкотинского месторождения в оренбургской области.....	466
<i>Незговорова Н.Н., Синегрибова О.А., Сметанников А.Ф.</i> Закономерности сорбции микроколичеств палладия на анионите АМ-2Б.....	470
<i>Горячев Б.Е., Николаев А.А.</i> Поляризационные и спектроскопические исследования галенитового электрода в щелочных водных растворах.....	472
<i>Гришин И.А., Назарова В.В.</i> Улучшение качества огнеупорных глин кумакского месторождения.....	475
<i>Каратаева А.В., Морозов Ю.П.</i> Влияние переработки клинкера цинкового производства на отражательную плавку.....	477
<i>Копкова Е.К., Муждабаева М.А., Громов П.Б.</i> Неводные сольватирующие растворители на основе одноатомных алифатических спиртов для разложения редкометалльного минерального сырья.....	480
<i>Крылова Л.Н., Канарский А.В., Гусаков М.С., Адамов Э.В.</i> Активность бактериального ОКИСЛЕНИЯ селективных золотосодержащих антимонитового и арсенопиритового концентратов выделенных из коллективного сульфидного.....	484
<i>Лебедь А.Б., Акулич Л.Ф., Филатова А.В., Тимофеев К.Л.</i> Очистка дренажных вод от металлов с использованием природного сорбента.....	487
<i>Лебедь А.Б., Гуляева Р.И., Мальцев Г.И.</i> Фазовый состав и термические свойства анодного осадка электроэкстракции серебра.....	490
<i>Лихникевич Е.Г., Ануфриева С.И., Лайнер Ю.А., Лосев Ю.Н.</i> Усовершенствование технологии переработки глиноземсодержащего сырья.....	492
<i>Манакова Н.К., Суворова О.В.</i> Получение теплоизоляционного материала из кремнеземсодержащих отходов переработки рудного сырья Кольского полуострова.....	494
<i>Опалев А.С., Бирюков В.В., Дмитриенко А.Н., Щербаков А.В.</i> Основные этапы разработки энергосберегающей технологии получения магнетитового концентрата на ДОФ ОАО «ОЛКОН»	496
<i>Яценко С.П., Пягай И.Н., Пасечник Л.А., Скачков В.М.</i> Переработка красного шлама глиноземного производства с использованием отходящих газов печей спекания.....	500
<i>Потапов Д.С., Потапов С.С.</i> Металлургические шлаки на вторичный передел.....	503
<i>Саматова Л.А., Шепета Е.Д., Киенко Л.А.</i> Кинетика флотации кальциевых минералов при обогащении комплексных шеелитовых руд.....	505
<i>Скорородов В.Ф., Хохуля М.С., Беляевский А.Т.</i> Обоснование и подход к исследованию проб складированных отходов обогащения ОАО „Апатит”	509
<i>Татаринов А.П., Цыкунова Г.В., Рязанова И.И.</i> Разработка технологии флотации золотополиметаллической руды с извлечением ценных компонентов в товарные продукты.....	512
<i>Теут А.О., Куимов Д.В., Косьянов Э.А.</i> Извлечение золота из упорных сульфидных руд методом электрохлоринации.....	513
<i>Тусулбаев Н.К., Тусулбаев С.Н., Бектурганов Н.С., Семушкина Л.В.</i> Квантово-химическое исследование реакционной способности флотореагентов тетрагидропиранового ряда.....	516

«Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья»

<i>Фогелев В.А., Мельников Д.А.</i> Возможности воздушной классификации и сепарации в подготовительных и процессах обогащения минерального сырья.....	519
<i>Хворов С.Е., Воробьев Ю.Н., Щетинина В.А., Шабалин А.В., Скороходов В.И., Маковская О.Ю.</i> Сорбционное концентрирование металлов платиновой группы (МПГ) из азотнокислых растворов.....	522
<i>Чижевский В.Б., Дегода Е.Ю., Мудрых Н.А.</i> Изучение магнитного поля установки для сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии.....	525
<i>Чижевский В.Б., Шавакулева О.П.</i> Обогащаемость различных типов титаномагнетитовых руд.....	529
<i>Скороходов В.Ф., Бирюков В.В., Хохуля М.С., Опалев А.С.</i> Современные подходы к разработке и созданию нового технологического оборудования.....	531
<i>Астахова Ю.М., Шувалова Ю.Н., Якушина О.А.</i> Влияние минерального состава и строения окисленных марганцевых руд месторождения селезень на их обогащение.....	535
<i>Евдокимова Г.А., Гершенкоп А.Ш.</i> Микробиологические факторы, влияющие на состав оборотных вод и сохранность техногенных месторождений.....	536
<i>Сычёва Е.А.</i> Разработка проектов комплексной переработки труднообогатимого полиметаллического сырья.....	540
<i>Хохуля М.С., Конторина Т.А., Сытник М.В.</i> Разработка комбинированной технологии извлечения гематита при освоении техногенных отходов ОАО «Олкон».....	544
<i>Гришин Н.Н., Ракитина Е.Ю., Касиков А.Г., Нерадовский Ю.Н.</i> Способ карботермического получения порошка железа из железо-титанового сырья.....	546
<i>Саматова Л.А., Шепета Е.Д., Киенко Л.А.</i> Применение композиций собирателей для оптимизации сульфидного цикла при обогащении шеелит-сульфидных руд...	548
<i>Киенко Л.А., Воронова О.В.</i> Оценка перспектив извлечения флюорита из хвостов цинковой флотации при переработке цинк-флюоритовых руд месторождений Приморья.....	551
<i>Чекушина Т.В., Щелкин А.А.</i> Ртутное загрязнение территорий при использовании способа амальгамации.....	554
<i>Двойченкова Г.П., Островская Г.Х., Махрачев А.Ф., Кобелев Д.А.</i> Интенсификация реагентного режима пенной сепарации алмазосодержащего сырья для условий предприятий АК «АЛРОСА».....	557
<i>Емельянов Ю.Е., Баликов С.В., Епифоров А.В., Богородский А.В., Копылова Н.В.</i> Автоклавное окисление упорного сульфидного медно-мышьякового золотосодержащего флотоконцентрата.....	561
<i>Шаутенов М.Р., Абдыкирова Г.Ж., Уласюк С.М., Нурахметова Г.Б., Сулейменова У.Я.</i> Усиление депрессирующего действия жидкого стекла на кальцит.....	562
<i>Нестеров Д.П., Тихомирова Е.Л., Макаров Д.В.</i> Исследование поведения оксидов редкоземельных и 3-d металлов в реакциях фторирования.....	564
<i>Шепета Е.Д., Саматова Л.А., Воронова О.В.</i> Разделение медно-мышьяковистого комплекса при обогащении скарных шеелит-сульфидных руд.....	566
<i>Набиуллин Ф.М., Лобанов В.Г., Викулов В.И., Начаров В.Б., Филонов Н.А.</i> Новые подходы к переработке березовских концентратов.....	569
<i>Лобанов В.Г., Скороходов В.М., Радионов Б.К., Маковская О.Ю., Семина И.Н.</i> Использование модифицированных сорбентов для извлечения благородных металлов.....	570
<i>Лобанов В.Г., Кузьминых В.М., Викулов В.И., Начаров В.Б., Набиуллин Ф.М., Семина И.Н., Егизарьян А.К.</i> О проблеме «золото в сланцах».....	572

Текст тезисов печатается в авторской редакции

Материалы международного совещания
Новые технологии обогащения и комплексной
переработки труднообогатимого природного и
техногенного минерального сырья
(Плаксинские чтения 2011)

Подписано в печать 23.08.2011 г. Бумага писчая.
Формат 60×84 1/16. Гарнитура Times New Roman.
Печ. л. 146. Тираж 190. Заказ № 1161084.

Отпечатано в типографии ООО «Форт Диалог-Исеть»
г. Екатеринбург, ул. Монтерская, 3
тел.: (343) 228-02-32