



Международная конференция «Плаксинские чтения – 2024»

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
РЕДКОМЕТАЛЛИЧЕСКОГО И ГОРНОХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ
И КОМПЛЕКСНЫХ РУД ЦВЕТНЫХ И ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ
(Плаксинские чтения – 2024)

МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ

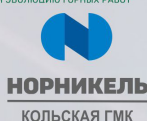
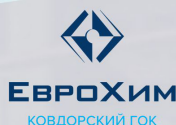
INNOVATIVE PROCESSES OF BENEFICIATION AND DEEP PROCESSING
OF RARE METAL AND MINING CHEMICAL RAW MATERIALS
AND COMPLEX ORES OF NON-FERROUS AND FERROUS METALS
(Plaksinsky Readings – 2024)

PROCEEDINGS OF INTERNATIONAL CONFERENCE



Российская Академия Наук

Научный совет РАН
по проблемам обогащения
полезных ископаемых



ЛОВОЗЕРСКИЙ ГОК
РОСАТОМ

АПАТИТЫ

К 300-летию Российской Академии Наук

Отделение наук о Земле Российской академии наук

Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых

Горный институт — обособленное подразделение федерального государственного
бюджетного учреждения науки федерального исследовательского центра
«Кольский научный центр Российской академии наук»

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
«Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук»

**ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ГЛУБОКОЙ
ПЕРЕРАБОТКИ РЕДКОМЕТАЛЛИЧЕСКОГО И ГОРНОХИМИЧЕСКОГО
СЫРЬЯ И КОМПЛЕКСНЫХ РУД ЦВЕТНЫХ И ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ**

(Плаксинские чтения — 2024)

г. Апатиты, 23–27 сентября 2024 г

МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ



**INNOVATIVE PROCESSES OF BENEFICIATION AND DEEP PROCESSING
OF RARE METAL AND MINING CHEMICAL RAW MATERIALS
AND COMPLEX ORES OF NON-FERROUS AND FERROUS METALS**

(Plaksinsky readings — 2024)

Apatity, 23–27 September 2024

PROCEEDINGS OF INTERNATIONAL CONFERENCE

Апатиты
2024

УДК 662.7
И66

Научные редакторы:
академик РАН В.А. Чантурия, член-корреспондент РАН Т.Н. Александрова
кандидат технических наук Т.В. Чекушина

И66 Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов (*Плаксинские чтения — 2024*), г. Апатиты, 23–27 сентября 2024 г. : материалы международной конференции — Апатиты : Изд-во ФИЦ КНЦ РАН, 2024. — 565 с.

ISBN 978-5-91137-523-2

В материалах сборника представлены теоретические и экспериментальные исследования и разработки инновационных экологически безопасных процессов обогащения и глубокой переработки комплексных руд стратегических металлов, обеспечивающих повышение извлечения благородных, цветных, редких и черных металлов и алмазов, качество концентратов, снижение содержания вредных примесей, повышение комплексности использования сырья и эффективности его дальнейшей переработки с получением чистых металлов в интересах развития высокотехнологичных секторов экономики.

Предназначено специалистам горно-металлургического комплекса, студентам, магистрантам, аспирантам, обучающимся по направлениям горного дела и металлургии.

УДК 662.7

*Ответственность за аутентичность и точность цитат, имен и иных сведений,
а также за соблюдение законов об интеллектуальной собственности несут авторы
публикуемых материалов.*

ISBN 978-5-91137-523-2
doi:10.37614/978-5-91137-523-2

© Коллектив авторов, 2024
© Отделение наук о Земле Российской академии наук, 2024
© Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых, 2024
© Горный институт КНЦ РАН, 2024
© ИПКОН РАН, 2024

ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ

РОЛЬ И МЕСТО ФИЦ КОЛЬСКИЙ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР РАН В ОСВОЕНИИ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА *

И.Г. Тананаев^{1,2}, С.В. Кривовичев³

¹ Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН; г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: i.tananaev@ksc.ru

² Институт физической химии и электрохимии им. А.Н. Фрумкина РАН (ИФХЭ РАН),
Москва, Российская Федерация

³ Федеральный исследовательский центр КНЦ РАН (ФИЦ КНЦ РАН),
г. Апатиты, Российская Федерация

В статье представлены исторические сведения о развитии минерально-сырьевой базы Кольского полуострова и создании Кольского научного центра Российской академии наук. Обсуждались современные достижения Кольского научного центра РАН, который был преобразован в Федеральный исследовательский центр и ему присвоена первая категория. Основываясь на реальной жизни, и будучи убежденными в том, что академическая фундаментальная и прикладная наука в условиях сложившегося рынка по-прежнему не только востребована, но уже вносит большой вклад в развитие минерально-сырьевой базы России, мы приводим ряд примеров, основанных на результатах кросс-функционального сотрудничества отдельных институтов. Отмечается, что развитие минерально-сырьевой базы на Кольском полуострове не только важно и перспективно, но и является нашей данью глубокому уважению к исторической памяти хибинских первопроходцев.

Масштабное развитие российской минерально-сырьевой базы не могло не затронуть освоения запасов Кольского полуострова: Хибинские горы и Ловозерские тундры, объединяющие два близких по составу массива щелочных изверженных пород, оказались важным источником пополнения запасов полезных ископаемых. Еще в 1920г. Высший совет народного хозяйства СССР направил в Хибины горно-геологический и минералогический отряд Петроградского университета во главе с академиком А.Е. Ферсманом, где в дальнейшем были обнаружены запасы апатит-нефелиновых руд. Позднее Госплан РСФСР признал за хибинскими апатитами первостепенное значение как в деле обеспечения СССР фосфорным сырьем, так и в развертывании экспорта. Началось сооружение обогатительной фабрики производительностью 1,5 млн. т руды в год и рабочего посёлка. Уже к 50-60^{ые} гг. XX в. до 84% фосфорсодержащих удобрений в СССР вырабатывалось из хибинского апатитового концентрата. Одновременно на Кольском полуострове геологами были открыты и другие перспективные месторождения кианита в Кейвах, редкометалльных руд Ловозерских тундр, титаномагнетита в Африкандском массиве, железных руд в районе Ковдора и др.

На волне невиданного роста промышленного производства на основании знаний

*Работа выполнена при поддержке проекта КНП 075-15-2024-534

геологической, горной и химической науки, создается Хибинская горная станция, затем Кольская база, которая после войны превращается в Кольский филиал АН СССР. Уже в середине XX века Кольский филиал АН СССР представлял собой крупный центр, включающий в себя научные институты с полупромышленными опытными установками, поддерживающими подразделениями и мастерскими. Головные институты: ГИ КНЦ РАН, ГИ КНЦ РАН, ИХТРЭМС КНЦ РАН добивались выдающихся успехов в сфере создания эффективных и экологически безопасных способов комплексной переработки минерального сырья и выделения полезных компонентов для наукоемких отраслей промышленности. Были предложены новые подходы к химической переработке перовскита, сфена, эвдиалита, кианита, поллуцита и сподумена с получением целевой химической продукции. За большие успехи в развитии науки и производственных сил региона Кольский филиал Академии наук в 1967 г. был награжден Орденом Ленина.

Развал СССР привел к отмене планового хозяйствования, смене поставщиков и потребителей минерального сырья, разрыве производственных цепочек. Был взят упор на экспортную модель. Масштабный импорт минерально-сырьевых ресурсов привел к падению уровня внутреннего потребления ископаемого сырья, продуктов его переработки. Это поставило в тупик и миссию, и роль, и результативность академической науки, ориентированной на освоение и химическую переработку минеральных запасов.

Новым этапом развития Кольского научного центра РАН стало создание Федерального исследовательского центра на базе действующих автономно академических институтов. Это решение совпало со временем изменений в мировой геополитической обстановке, потребовавшей у России гарантированного научно-технологического суверенитета в использовании собственной минерально-сырьевой базы.

Современный Кольский научный центр РАН – объект федерального значения, которому приказом Министерства науки и высшего образования РФ была присвоена первая категория. Центр обладает своими преимуществами: наличием доступной сырьевой базы, высочайшей наукоёмкостью собственных разработок и непосредственным взаимодействием с компаниями горнопромышленной отрасли в регионе. В продвижении его бизнес-миссии чрезвычайно способствуют великолепные условия обновления приборной базы в рамках национального проекта «Наука и университеты», в котором за период с 2020 по 2024 гг. было получено самое современное оборудование на сумму более 520 млн. рублей. Это позволяет ФИЦ КНЦ РАН эффективно выполнять договорные работы с крупнейшими горнодобывающими предприятиями региона. Так, за последние три года в ФИЦ КНЦ РАН было заключено до 400 договорных работ при численном составе работников – техников, инженеров, научных сотрудников до 1200 человек.

Опираясь на реальную жизнь, и будучи убежденными в том, что академическая фундаментальная и прикладная наука в условиях сформированного рынка по-прежнему

не только востребована, но и уже дает большой вклад в развитии минерально-сырьевой базы России, приводим ряд примеров по результатам кросс-функционального сотрудничества обособленных институтов ФИЦ КНЦ РАН.

В развитии фундаментальной ориентированной науки ФИЦ КНЦ РАН включен в научно-исследовательский Консорциум для выполнения крупного научного проекта «Основы прорывных химических технологий переработки редкометалльного сырья» совместно с ИФХЭ РАН (головная организация), ИОНХ РАН и МГУ. Целью проекта является создание фундаментальных основ современных комплексных экологически безопасных ресурсосберегающих процессов в добыче, извлечении и разделении ценных компонентов из минерального сырья в пользу обеспечения технологического суверенитета России и предотвращения рисков формирования дефицита редких элементов для наукоёмких отраслей отечественной промышленности. Наша научная ниша включает в себя систематическое изучение кристаллических структур и свойств минералов редкоземельных элементов и бериллия с целью более глубокого анализа геохимической и минералообразующей их роли в щелочных массивах Кольского полуострова, а также развитие новых методов их извлечения из минерального сырья Кольского полуострова.

ФИЦ КНЦ РАН в пользу АО «Апатит» продолжает работу по созданию основ технологии переработки сфенового концентрата, выделяющегося при комплексной переработке хибинских апатит-нефелиновых руд. Он содержит до 38% диоксида титана и является перспективным титансодержащим сырьем для получения титановой продукции (в том числе малотоннажной). Систематизированы и определены потенциальные партнеры - исследовательские и коммерческие организации, привлечение которых рационально для решения выявленных технологических проблем. Показано, что наиболее перспективным продуктом при переработке сфенового концентрата сегодня является производство пигментного диоксида титана, который сегодня закупается в Китае и ряда европейских стран. Анализ конъюнктуры показал, что ежегодная потребность в пигментах составляет примерно до 24 тыс. тонн, который можно заменить кольскими аналоговыми. Другим важнейшим продуктом при переработке сфенового концентрата являются минеральные дубители кожи: твердый кальций силикатный остаток переработки, или жидкие сульфато-аммониевые фильтраты. При этом первый продукт можно использовать в составе лакокрасочных изделий, а второй востребован для получения алюминиевых квасцов. Анализ внешнего рынка показал, что Россия импортирует дубители из Турции, Польши и Узбекистана в объеме до 4000 тонн в год. Показано, что переработка сфена АО «Апатит» позволит снизить объем импортной продукции в два раза уже в текущем году.

На полях Петербургского международного экономического форума в 2023 г. было подписано трёхстороннее соглашение о взаимодействии между ПАО ФосАгро, Министерством науки и высшего образования РФ и ФИЦ Кольский научный центр РАН на предмет создания совместной научно-исследовательской лаборатории в структуре федерального исследовательского центра.

Целью создания такой лаборатории - повышение качества продукции на новой добычной единице в условиях изменчивости минерального состава руды при увеличении глубины переработки апатит-нефелиновых руд на площадке АО «Апатит».

В лаборатории создано три сектора, в которых будут проводиться комплексные изучения минерального состава руд месторождений и их продуктов переработки; количественный их состав по всей технологической цепочке; режимы рудоподготовки, флотации, смешивания для комбинаций различных типов руд. Для проведения аналитических работ лаборатория будет оснащена самым современным приборным парком. В результате будут выявлены все значимые с точки зрения производства разновидности руд; проведено технолого-минералогическое 3D-картирование их запасов, обрабатываемых на АО «Апатит»; разработаны для каждого типа руды оптимальные режимы рудоподготовки и селективной флотации с использованием наиболее эффективных и экологически безопасных флотационных реагентов. С началом полноценной деятельности в лаборатории будут обрабатывать до 2500 проб на минералогический состав в год, что внесет значительный вклад в совершенствование технологии на предприятии Кировского филиала АО «Апатит». В строительство лаборатории ПАО «ФосАгро» вложило более 600 миллионов рублей с дальнейшим финансовым сопровождением на сумму 60 миллионов рублей в год. В марте 2024 г. на территории академгородка Кольского научного центра РАН состоялась церемония открытия упомянутого центра с участием Президента РАН Г.Я. Красникова, который в своем выступлении привел уникальную связь между промышленностью, передовыми российскими компаниями и академической наукой как важный шаг к созданию экономической независимости страны и развитию отечественной науки.

На результаты интеграционной работы ФИЦ КНЦ РАН обращают пристальное внимание не только крупные горно-обогатительные предприятия Кольского полуострова, но и руководство Мурманской области. По результатам встречи заместителя председателя СБ РФ Д.А. Медведева с губернатором Мурманской области А.В. Чибисом в Москве (май 2024 г.) было принято решение о создании на базе академгородка ФИЦ КНЦ РАН в г. Апатиты научно-технологического кластера для обеспечения безопасности и развития Арктики. Отметим также, что Кировско-Апатитская агломерация включена в перечень опорных населенных пунктов Арктической зоны РФ, выполняющих функции важнейшей базы развития минерально-сырьевой базы.

В завершении необходимо отметить, что цель поддержки и развития минерально-сырьевой базы на Кольском полуострове силами академической науки не только важна и перспективна, но и является нашей данью глубокого уважения к исторической памяти первопроходцев Хибин. Среди них, в том числе, были десятки тысяч спецпереселенцев, ютившихся полярной зимой в палатках, становищах и погостах в тяжелейших бытовых условиях. Невзирая на огромные сложности они создали новую советскую горнодобывающую промышленность, которая востребована и сейчас для обеспечения гарантированного научного и технологического суверенитета нашего Государства.

**The role and place of the Federal Research Center Kola Science Center
of the Russian Academy of Sciences in the development of the mineral resource base
of the Kola Peninsula**

Tananaev I.G., Krivovichev S.V.

This paper presents historical information about the development of the mineral resource base of the Kola Peninsula and the creation of the Kola Science Center of the Russian Academy of Sciences. The modern achievements of the Kola Scientific Center of the Russian Academy of Sciences, which was turned into a Federal Research Center and assigned the first category, were discussed. Based on real life, and being convinced that academic fundamental and applied science in the conditions of the established market is still not only in demand, but is already making a great contribution to the development of the mineral resource base of Russia, we provide a number of examples based on the results of cross-functional cooperation between separate institutions. It is noted that the development of the mineral resource base on the Kola Peninsula is not only important and promising but is also our tribute to deep respect for the historical memory of the Khibiny pioneers.

**РАЗВИТИЕ ПРОИЗВОДСТВ РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ
В РОССИИ НА ОСНОВЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ КОЛЬСКОГО
ПОЛУОСТРОВА ***

В.А. Маслобоев

Федеральный исследовательский центр КНЦ РАН (ФИЦ КНЦ РАН),
г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: v.masloboev@ksc.ru

Проведен анализ современного состояния сырьевой базы РФ, показано, что наиболее перспективным источником РЗЭ являются отвалы фосфогипса. Извлечение РЗЭ из фосфогипса экономически эффективно при условии комплексного использования в качестве строительных материалов, мелиорантов почв и в дорожном строительстве.

В рамках перехода на экономику замкнутого цикла Правительство РФ ставит цель к 2030 году добиться, чтобы отходы недропользования стали вторичным материальным ресурсом с помощью применения соответствующих технологий.

Существует спрос горнопромышленных предприятий на новые технологии переработки минерального сырья, более энерго- и ресурсоэффективные, с минимальными выбросами загрязняющих веществ вообще и парниковых газов в частности.

Основная задача - разработать граничные условия и подходы к созданию технологий переработки и стимулированию развития рынков минерального сырья в рамках концепции экономики замкнутого цикла на примере редкоземельных металлов.

Используя междисциплинарный подход следует внедрять принципы замкнутого цикла в создаваемые технологии переработки техногенного сырья; создавать рынки

*Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда, грант № 24–17–0114.

сбыта для технологий и продукции; разработать пространственную модель размещения производств для переработки отходов. Необходимо задействовать возможности технических, экономических и социальных наук. Междисциплинарный подход лучше всего отвечает стоящим перед страной задачам в рамках реализации федерального проекта «Экономика замкнутого цикла».

В настоящее время единственный отечественный источник РЗМ. Ловозерский ГОК работает на 1/3 проектной мощности с низкой экономической эффективностью.

Производимые на АО «СМЗ» из лопаритовых концентратов продукты РЗМ практически целиком отправляются на экспорт в NPMSilmet (Эстония).

Возможно увеличение мощности производства за счет восстановления Умбозерского комплекса и за счет эвдиалитовых руд участка Аллуайв, но для этого потребуется государственная поддержка предприятия.

Наиболее перспективны для производства редких земель отвалы фосфогипса – отхода производства минеральных удобрений (Воскресенск, Балаково, Череповец, Мелеуз, Волхов, Уварово). Накопленное количество фосфогипса при перерабатывающих предприятиях колеблется от 10 до 80 млн. т (суммарно в России – не менее 200 млн. т).

Себестоимость группового концентрата РЗМ около \$7-10/кг, технология рентабельна только при комплексной переработке фосфогипса в строительные материалы (по данным ГК «Скайград» и «Русредмет».) Возможное производство редкоземельных продуктов из фосфогипса составляет до 70-80 тыс.т РЗ-оксидов. Но рынка для них нет. Опыт Китая наглядно показывает, что производство редкоземельных продуктов только тогда станет устойчивым, когда внутренний рынок их потребления составит не менее 70% от общего производства.

Гидрометаллургия замкнутого цикла базируется на разработке энергоэффективных и ресурсоэффективных технологических схем и процессов, которые потребляют минимальное количество реагентов и приводят к минимальному количеству отходов.

Применение подходов замкнутого цикла включает новые способы мышления о том, как гидрометаллургия применяется для переработки как первичных, так и вторичных ресурсов. В обоих случаях упор должен быть сделан на регенерацию и повторное использование каждого реагента, использованного в процессе. Это относится к кислотам и основаниям, используемым для выщелачивания или контроля pH, а также к любым восстановителям, окислителям и другим вспомогательным реагентам.

Потребление воды и энергии должно быть сведено к абсолютному минимуму. Концепция гидрометаллургических схем замкнутого цикла основывается на 12и принципах, повышающих устойчивость, соответствующих мировым стандартам (ESC и др.) и способствующих достижению стратегических целей РФ по переходу к экономике замкнутого цикла. Этими принципами являются:

- регенерация реагентов;
- замкнутые водные контуры;
- предотвращение отходов;

- максимальная эффективность массы, энергии, пространства и времени;
- интеграция материальных и энергетических потоков;
- безопасное извлечение потенциально опасных элементов (загрязняющих веществ);
- снижение энергии активации; электрификация процессов везде, где это возможно; использование неопасных химических веществ; сокращение химического разнообразия;
- внедрение цифровых технологий управление процессами; сочетание гидрометаллургии замкнутого цикла с безотходной добычей полезных ископаемых.

Междисциплинарное исследование должно ответить на вопросы:

- как добиться экономической эффективности переработки фосфогипса в строительные материалы и редкоземельные металлы (пространственное размещение производств и логистика; технологии получения: гидрометаллургия замкнутого цикла, производство строительных материалов – все это на принципах энерго и ресурсосбережения; маркетинг – какие строительные материалы востребованы на рынке; если очевидных рынков нет, как создать требуемый спрос на получаемые материалы);
- как добиться экологической эффективности переработки фосфогипса в строительные материалы и редкоземельные металлы (подсчет накопленного экологического ущерба от размещения хвостохранилищ с фосфогипсом; оценка угроз экологической безопасности при переработке накопленных отходов; оценка экологических выгод от переработки отходов; оценка безопасности получаемых строительных материалов; разработка мероприятий для компенсации потенциальных угроз экологической безопасности);
- как добиться повышения социальной устойчивости при организации производства переработки фосфогипса в строительные материалы и редкоземельные металлы (выявление того, что будет беспокоить жителей близлежащих поселений; разработка мер по предотвращению негативного социального эффекта и по повышению социальной устойчивости; разработка программы взаимодействия с заинтересованными сторонами).

Такой комплексный подход позволит выработать методологию разработки и внедрения проектов экономики замкнутого цикла. Целью высшего порядка такой работы может быть создание технологии перехода линейной экономики к экономике замкнутого цикла (природоподобной экономике).

Таким образом, подходы, нарабатываемые в рамках реализации Национального проекта «Экономика замкнутого цикла», и международный опыт гидрометаллургии замкнутого цикла позволят решить задачу производства необходимого стране редкоземельного сырья и стронция, с одновременным производством также необходимых стройматериалов.

Учитывая то, что отходы фосфогипса сосредоточены в центральной части РФ, новые производства, создающие дополнительные рабочие места положительно

скажутся на социальной устойчивости.

Проведен анализ современного состояния сырьевой базы РФ, который показывает, что наиболее перспективным источником РЗЭ являются отвалы фосфогипса, отхода производства минеральных удобрений из хибинского апатитового концентрата по сернокислотной технологии (Волхов, Череповец, Балаково, Воскресенск). Извлечение из фосфогипса РЗЭ будет экономически эффективно только при условии комплексного использования гипса в качестве строительных материалов, мелиорантов почв и в дорожном строительстве.

Существуют две возможные стратегии развития производства РМ и РЗМ в РФ:

1. Россия как глобальный поставщик стратегического сырья для мировой высокотехнологичной промышленности;
2. Добыча под объем российских потребностей. На экспорт направляются только избытки попутно добываемых металлов.

Поставки на мировой рынок осложнены тем, что оксиды, металлы и сплавы РЗМ нужны только странам с развитой промышленностью, рынок которых сейчас закрыт, а Китай имеет свою промышленность полного цикла. Исходя из этого, более реалистично второе направление - ориентация на внутренний рынок. Российские традиционные драйверы спроса – нефтегазохимия, металлургия, авиация, транспорт, к которым сейчас добавляются новые сектора промышленности – ветрогенерация, электротранспорт, беспилотные летательные аппараты.

Организация комплексной переработки фосфогипса на РЗМ, мелиоранты, строительные материалы и материалы для дорожного строительства является ключом к решению проблемы восстановления и развития редкометалльной отрасли России в рамках экономики замкнутого цикла.

Требуется разработка территориальной схемы экономически связанных производств, где есть спрос и на РЗМ, и на строительные материалы, формирование рынка строительных материалов на основе фосфогипса, необходимо заинтересовать этим строительные компании и население, создать новые, востребованные обществом материалы. Для осуществления данного проекта необходима общая работа технологов, экономистов, социологов и маркетологов на основе междисциплинарного подхода, безусловно, при активном заинтересованном участии органов власти.

Development of rare and rare-earth metal production in Russia based on mineral resources of the Kola Peninsula

Masloboev V.A.

Modern state of the raw material base of the Russian Federation has been analysed and it has been shown that the most promising source of REEs is phosphogypsum dumps. Extraction of REE from phosphogypsum is economically efficient under the condition of complex use as construction materials, soil ameliorants and in road construction.

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ И РАЗДЕЛЕНИЯ РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

В.А. Чантурия, В.Г. Миненко, М.В. Рязанцева, А.Л. Самусев

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: vladi200@mail.ru

На основе теоретических и экспериментальных исследований разработана и апробирована инновационная, энергоэффективная и ресурсосберегающая технология комплексной и глубокой переработки эвдиалитового концентрата, обеспечивающая высокое (более 84 %), извлечение и селективное разделение редких и редкоземельных элементов.

Быстрый рост мирового потребления редкоземельных элементов (РЗЭ) как важнейших компонентов во многих высокотехнологичных отраслях (атомная энергетика, радиоэлектроника, авиастроение, космическая промышленность, зеленая энергетика и др.) в сочетании с ограниченными запасами первичных минерально-сырьевых ресурсов (месторождения бастназита, монацита и ксенотима) обуславливают необходимость разработки и внедрения новых технологий переработки вторичных ресурсов РЗЭ – промышленных отходов (фосфогипса, бокситового остатка, золошлаковых отходов, фосфоритных хвостов), минерального сырья с низким содержанием РЗЭ (ионоадсорбированные глины, апатиты, эвдиалитовые руды, донные отложения океана) и отработанных материалов (магниты, аккумуляторы, люминофоры, лампочки и т.д.) [1].

Среди редкометалльных руд РФ перспективным источником для производства редких и РЗЭ являются эвдиалитовые руды Ловозерского месторождения (запасы оксидов Zr – 300 млн. т, РЗМ – 60-70 млн. т) [2, 3, 6]. Минеральный состав этих руд (25-27% эвдиалита, 52% полевого шпата, лопарита и нефелина, 20% эгирина) позволяет на основе флотационных и гравитационно-магнитоэлектрических схем обогащения получать концентраты эвдиалита, лопарита и эгирина. Получаемые по таким схемам эвдиалитовые концентраты характеризуются содержанием оксидов Si (54%), Zr (11-13%), РЗЭ (1,8-2,5%), Hf (0,21-0,27%), Ta (0,06-0,1%), Nb и Ti (0,6-1%), Sr (0,95-1,48%) [4-6]. Важно отметить, что эвдиалитовое сырье отличается от лопаритового и перовскитового низкой радиоактивностью.

Метод кислотного выщелачивания является одним из основных предлагаемых способов переработки эвдиалитовых концентратов [7-10]. При этом *основной проблемой* гидрометаллургической переработки эвдиалита является образование кремниевой кислоты, которая подвергается процессу поликонденсации с образованием полимеров различного состава и строения вплоть до устойчивых силикагелей, что приводит к значительному снижению извлечения ценных компонентов. В литературе описаны различные варианты полимеризации кремниевой кислоты (образования

силикагеля) и предложены способы предотвращения образования силикагеля: применение сочетания механохимии и экстракции азотной кислотой/три-н-бутилфосфатом [11], введение фторид-ионов при выщелачивании [12], использование двухстадийного гидрометаллургического процесса [10], включающего предварительную кислотную обработку нагретого концентрата с последующим водным выщелачиванием и др.

Второй важной проблемой переработки эвдиалита является извлечение и дальнейшее разделение на легкую и тяжелую подгруппы ценных компонентов (Σ РЗЭ) из достаточно бедных (Σ РЗЭ – до 1 г/л) продуктивных растворов кислотного выщелачивания. Для селективного извлечения РЗЭ из таких растворов используются, как правило, экстракционные и сорбционные технологии.

Принимая во внимание сложный ионный состав раствора и тот факт, что концентрации сопутствующих элементов значительно превосходят концентрации РЗЭ, можно предположить, что сорбционные процессы могут оказаться более эффективными. В работе для решения задачи извлечения и разделения ценных компонент использованы промышленные сорбенты на основе сверхсшитого полистирола [13] и винилпиридина.

В данной работе впервые предложены технические решения, обеспечивающие в процессе гидрометаллургической переработки эвдиалитового концентрата максимальное извлечение Zr и РЗЭ из концентрата, продуктивного раствора, а также из силикагеля при минимальном количестве образования жидких и твердых отходов, включая: практически полную (более 95%) регенерацию (карбонат кальция) и переработку (едкий натр, карбонат натрия, азотная кислота, аммиак) использованных реагентов; закрытие водяных контуров с обеспечением циркуляции более 93% отработанных продуктивных растворов и технологических вод; получение дополнительных продуктов (жидкое стекло, раствор аммиачной селитры); процессы химического получения (осаждения) фосфата Zr и карбонатов РЗЭ из продуктивных растворов; разделение РЗЭ на подгруппы с использованием синтетических сорбционных материалов на основе сверхсшитого полистирола и винилпиридина.

Результаты экспериментов.

Влияние кислот на эффективность выщелачивания эвдиалитового концентрата.

Выявлен механизм влияния различных кислот на структурно-химические свойства и растворение эвдиалитового концентрата. Установлено, что при взаимодействии эвдиалита с HCl и H₂SO₄ преобладает нормальная скорость растворения, тогда как с HNO₃ доминирует тангенциальный (послойный) механизм растворения.

В последовательности азотная-серная-соляная кислота выявлено закономерное уменьшение содержания (ат. %) на поверхности эвдиалита: Al на 90%; Na – на 98,4%; для Ca, Mg и Mn – на 75–80%; для Ti – на 88%, для Zr – примерно на 92%. Фазовый состав силикатного геля для всех кислот характеризовался присутствием соединений Zr, РЗЭ и фрагментов основных минералов концентрата. По эффективности образования силикатного геля и, соответственно, потерям Zr и РЗЭ кислоты можно

ранжировать следующим образом: серная, азотная и соляная.

Наиболее эффективные результаты выщелачивания получены с HCl и HNO₃, использование которых обеспечило сопоставимые качественно-количественные показатели процесса. Поскольку применение HCl затруднено по многим практическим причинам, в дальнейших исследованиях в качестве растворителя эвдиалитового концентрата использованы растворы азотной кислоты.

Данные РФЭС и ИК-спектроскопии показали, что механизм разложения эвдиалита при взаимодействии с выщелачивающим агентом можно объяснить следующими процессами: первый связан с селективным извлечением глинозема, натрия и марганца. Второй – с разрушением силикатной структуры. При этом концентрация (ат.%) катионов металлов снижалась, а разрушение силикатной матрицы сопровождалось ее превращением в гелеобразную фазу.

Оптимальные параметры азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата. Для выбора оптимальных параметров азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата проведены экспериментальные исследования по изучению влияния температуры минеральной пульпы, соотношения Т:Ж, концентрации азотной кислоты и продолжительности выщелачивания на извлечение Zr и РЗЭ в продуктивный раствор. Установлено, что оптимальными параметрами выщелачивания эвдиалитового концентрата, обеспечивающими извлечение Zr 91,0% и РЗЭ 84%, являются: продолжительность процесса – 90 мин, концентрация азотной кислоты – 450 г/л; температура минеральной пульпы 80°C; соотношение Т:Ж – 1:20. При этом концентрация Zr в продуктивном растворе достигает 2,5-3,9 г/л, РЗЭ – 0,7-1,0 г/л. Однако существенная часть (более 50%) ценных компонентов сорбируется на образующемся в продуктивном растворе силикагеле, который, согласно предлагаемой схеме, для последующей переработки отделяется от продуктивного раствора методом центрифугирования.

Извлечение ценных компонентов из продуктивного раствора кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата методом химического осаждения (после предварительного удаления силикагеля). Разделение Zr и РЗЭ методом химического осаждения с сопутствующей нейтрализацией продуктивных растворов проводили в две стадии. На первой, нейтрализацию азотной кислоты с выделением Zr с примесями Al и Fe обеспечивали повышением значений pH раствора с -0,7 до 3,8–4,0 с использованием углекислого кальция. При этом, согласно предлагаемой схеме, выделяемый при нейтрализации азотной кислоты углекислый газ используется (при добавлении аммиака) для регенерации отработанных продуктивных растворов с получением карбоната кальция и растворов аммиачной селитры. Такое решение обеспечивает циркуляцию 95-98% карбоната кальция – наиболее расходуемого реагента (более 5 тонн на тонну перерабатываемого концентрата).

На второй стадии осаждение РЗЭ обеспечивали за счет повышения значений pH раствора до 6,0–6,4 с помощью углекислого натрия. Осадки от растворов отделяли центрифугированием.

Извлечение Zr из продуктивного раствора химическим осаждением. Получаемый химическим осаждением (при pH 4) циркониевый продукт представлен гидроксидами циркония (от 3 до 6%), алюминия и железа, карбонатами и гидроксидами РЗЭ и, в большей степени, тетрагидратом нитрата кальция.

На рисунке 1а представлены зависимости извлечения Zr, Al, Fe в твердый осадок от значений pH среды. Установлено, что эффективность осаждения элементов увеличивается с ростом pH и при значении водородного показателя 4,0 цирконий извлекается в осадок на 99,9%, алюминий – на 100%, железо – на 43,8%. Извлечение остальных примесей (Na, Mn, Sr, Ti, Mg и K) не превышает 15–35%, суммарные потери РЗЭ не превышают 8%.

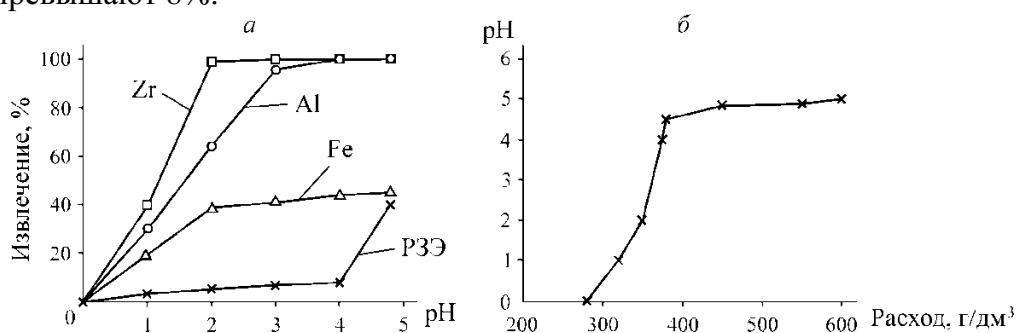


Рисунок 1. Влияние pH раствора на извлечение элементов в осадок (а) и удельного расхода углекислого кальция на pH раствора (б). Температура раствора 20°

Дальнейшее увеличение pH до 4,8–5,0 приводит к резкому повышению потерь РЗЭ до 40,0%, что, вероятно, связано с началом их осаждения в виде карбонатов. При этом из-за снижения растворимости CaCO₃ его удельный расход возрастает в 1,6 раза с 375 до 600 г/дм³ (рисунок 1б).

Переработка полученного Zr продукта. Переработка полученного циркониевого продукта в фосфат циркония с более высоким (до 20%) содержанием Zr осуществляется за счет его растворения кислым раствором, полученным после промывки силикагеля при соотношении не менее чем 2:1 и далее при температуре 75°С добавления в него фосфата кальция.

Полученный раствор с образовавшимся осадком фосфата циркония направляют на фильтрацию, промывку и сушку. В итоге получается продукт с содержанием Zr до 25% при выходе до 5% (в сухом виде) по массе от исходного раствора и извлечении более 95%. *Извлечение РЗЭ из продуктивного раствора химическим осаждением.* Эффективное разделение циркония от РЗЭ происходит при pH 4,0. Для дальнейшего химического осаждения соединений РЗЭ при более высоких значениях pH целесообразно использовать более растворимые соединения, например, углекислый натрий или едкий натр (таблица 1).

Таблица 1 – Извлечение РЗЭ в осадок в зависимости от pH раствора и типа реагента

Показатель	Na ₂ CO ₃		NaOH	
	Расход, г/дм ³	3,0	6,0	9,0
pH	6,0	6,1	6,4	6,0
Извлечение РЗЭ, %	90,8	95,5	95,2	59,1

Установлено, что при удельном расходе углекислого натрия 6 г/дм^3 (рН 6,1) достигается максимальное извлечение РЗЭ 95,5% в твердую фазу. Полученный карбонатный осадок РЗЭ направляют на промывку, фильтрацию и сушку. В итоге получается продукт с содержанием РЗЭ до 9-18%.

Получаемый продукт представлен мелкими округлыми частицами, содержащими РЗЭ группы церия (La, Ce и Nd), иттрий и синтетические гидроксильные аналоги минералов группы бастназита: гидроксилбастнезит $(\text{Ce,La,Y})\text{CO}_3(\text{OH,F})$ или гидроксилсинхизит $\text{CaREE}(\text{CO})_3\text{OH}$. Кроме того, диагностированы отложения водных карбонатов редкоземельных элементов, кальцитита $(\text{Ce, La})_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$, лантанита $(\text{Ce,La,Nd})_2(\text{CO}_3)_3 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$, или кальциоанквилита $\text{CeCa}(\text{CO}_3)_2(\text{OH}) \cdot \text{H}_2\text{O}$.

Переработка силикагеля с извлечением Zr и РЗЭ методом химического осаждения. Переработку силикагеля с попутным извлечением Zr и РЗЭ осуществляли по схеме, представленной на рисунке 2.

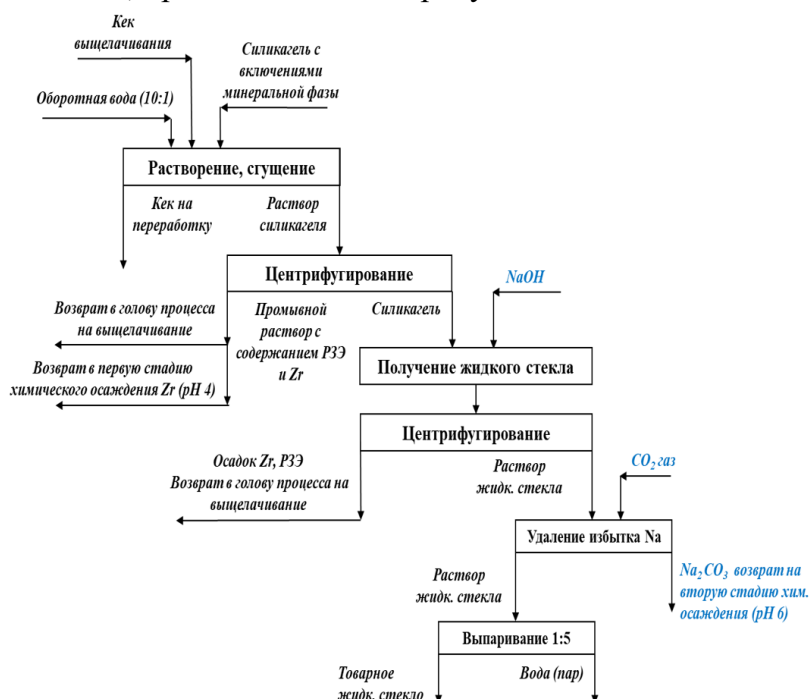


Рисунок 2. Принципиальная схема переработки силикагеля

Изначально гель промывали в оборотной воде (75°C) при соотношении 1:10. Далее, после выделения остатков минеральной фазы, раствор центрифугировали. К выделенному промытому силикагелю добавляли едкий натр. При этом силикагель переходит из твердого в жидкое состояние (раствор жидкого стекла) с попутным выпадением осадка силикатов и гидроксидов Zr, РЗЭ, Al, Fe и других металлов (около 2% в сухом виде от массы исходного раствора). Извлечение Zr и РЗЭ в осадок составляет более 75%. Согласно разработанной схеме, данный осадок возвращается в операцию выщелачивания эвдиалитового концентрата, обеспечивая повышение содержания ценных компонентов в продуктивном растворе на 12-16%.

После выделения ценных компонентов и избытка катионов натрия раствор жидкого стекла упаривается 1:5 для соответствия требованиям по содержанию Na, Si и плотности.

Сорбционный метод извлечения РЗЭ и циркония из продуктивного раствора кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата

В работе использовали три типа сорбентов: сильноосновную анионообменные смолы Dowex 1X-8и Purolite PCA 433, сильноосновную катионитовую смолу Purolite C 160 и хелатную смолу Puromet MTS 9500.

Экспериментально установлен приоритет сорбции ценного компонента (Σ РЗЭ) на катионите Purolite C160 и хелатной смоле Puromet MTS 9500. При полном насыщении сорбента по ценному компоненту, на смолу Purolite C 160 сорбируется 83% Zr, 72% Sr, 80% Fe, 85% Mn, 83% Ca, 55% Al и 67% Na. В тех же условиях на сорбент Puromet MTS 9500 извлечение Zr составило 99%; сопутствующих элементов – от 20 до 95% (Na 21%, Al 95%, Ca 28%, Mn 38%, Fe 95%, Sr 17%).

Поскольку использование Puromet MTS 9500 позволило добиться более высокого извлечения ценных компонентов на смоле при одновременном снижении сорбции сопутствующих примесей, дальнейшие исследования были направлены на поиск эффективных десорбентов (элюентов) для селективного извлечения РЗЭ и других сорбированных примесных элементов. Исследованы: серная (0,1 – 10 М), азотная (0,25 – 8 М), соляная (0,25 – 6 М), лимонная (0,25 – 2 М) и щавелевая (0,25 – 2 М) кислоты; бифторид аммония (0,25 – 5 М); ЭДТА (0,125 М).

На основе анализа экспериментальных данных и расчета материальных балансов установлено, следующее: использование в качестве элюата 0,2 М щавелевой кислоты позволяет извлечь 97,2% Na, серная кислота в концентрации 0,1 М является эффективным элюирующим раствором для Ca и Mn, без потерь РЗЭ. В тех же условиях серная кислота в концентрации 10 М вызывает переход в раствор 35% Na, 39% Ca, 37% Fe и 38% Al. При этом потери РЗЭ с элюатом 0,1 М раствора H_2SO_4 составляют 0,5% от адсорбированных на смоле, и 1,7% - в элюате 10 М раствора.

Соляная кислота в концентрациях 0,5–2,0 М при пропускании пяти объемов колонки (150 мл) способствует переходу в элюирующий раствор от 22,54% до 36,3% Fe; при этом в элюат извлекается от 2,31% до 9,29% РЗЭ.

Установлено, что концентрированные (5 и 8 М) растворы азотной кислоты являются эффективными элюентами РЗЭ, причем 8 М раствор кислоты показал лучшие результаты: при прохождении пяти объемов колонки было достигнуто извлечение РЗЭ составило 83,8%; при использовании 5 М раствора – 9,8%. Концентрации РЗЭ в конечном продукте десорбции составили, мг/л: La-90,5; Ce – 218,0; Pr – 26,9; Nd – 78,3; Sm – 24,2; Eu – 8,0; Gd – 27,85; Tb – 5,0; Dy – 28,1; Ho – 5,9; Er – 15,8; Tm – 2,4; Yb – 13,6; Lu – 1,9; Σ REE – 715,4.

Использование 0,25 М раствора бифторида аммония (NH_4HF_2) позволило извлечь 98,9% циркония.

На основании полученных данных предложены два процесса селективного извлечения Zr и РЗЭ из продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата: сорбционный и осадительно-сорбционный (рисунок 3).

Сорбционный процесс (рисунок 3а) включает в себя подачу продуктивного

раствора в нативном виде на сорбент Puromet MTS 9500 и последующее извлечение с сорбента путем ступенчатого градиентного элюирования растворами минеральных кислот сопутствующих элементов (натрий; кальций, марганец; железо и алюминий), РЗЭ и циркония. Извлечение в раствор циркония составило 91,7%, РЗЭ – 81,1%.

Осадительно-сорбционный процесс (рисунок 3б) включает последовательное подщелачивание исходного продуктивного раствора карбонатом кальция до pH 4 с целью выделения циркониевого продукта и карбонатом натрия до pH 6,1 для осаждения карбонатов РЗЭ.

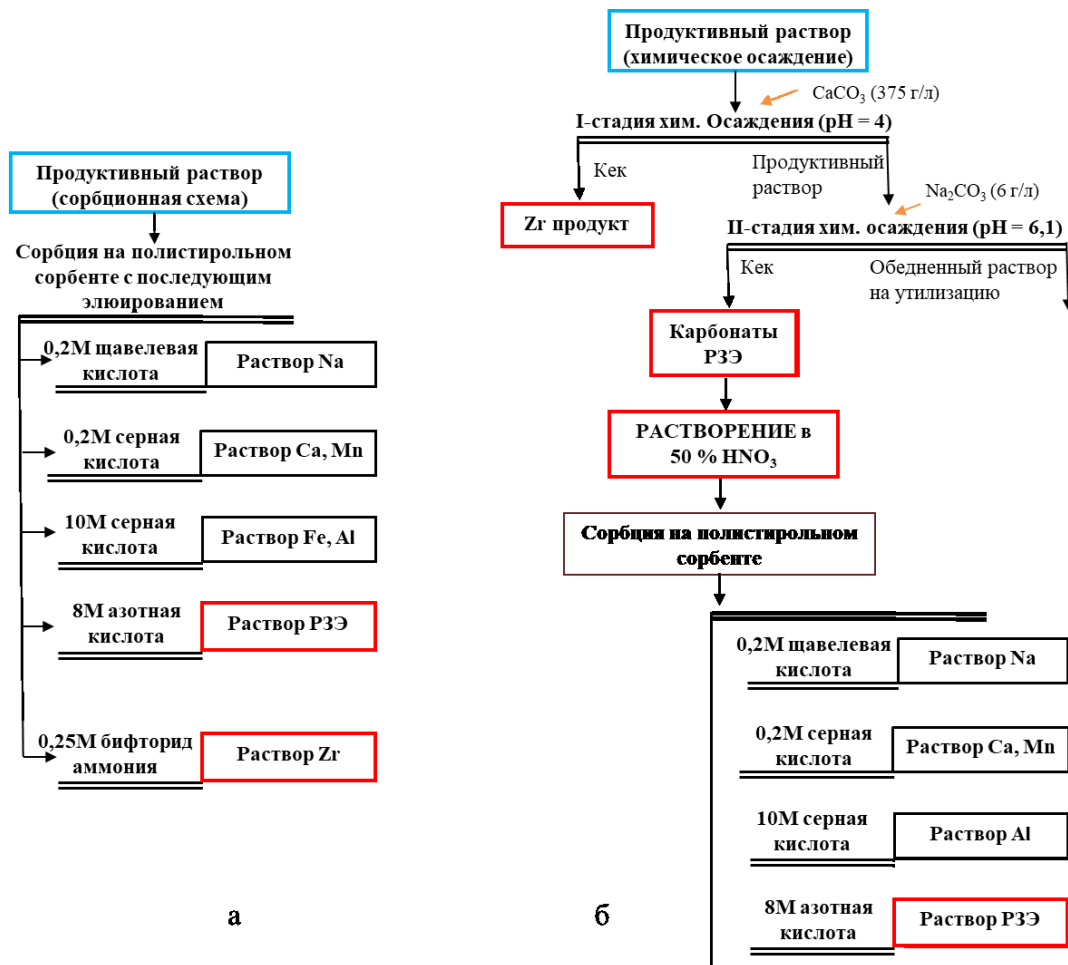


Рисунок 3. Схемы извлечения РЗЭ из продуктивных выщелачивающих растворов сорбционным (а) и осадительно-сорбционным (б) способами

Для удаления примесей (Fe, Al, Ca и др.) полученные карбонаты РЗЭ предлагается растворять в 50%-ной азотной кислоте и затем извлекать РЗЭ на сорбентах с последующим селективным выделением компонентов примесей и РЗЭ элюированием растворами минеральных кислот при извлечении циркония 99,9% и РЗЭ – 82,5%.

Экспериментальное обоснование использования синтетических сорбционных материалов для разделения РЗЭ. В части работы направленной на экспериментальное обоснование использования сорбентов для разделения РЗЭ на подгруппы использованы: Dowex 1X – 8, ее ближайший аналог производства РФ АВ-17 X-8,

Puromet mts 9500, Puromet mts 9570, а также твердофазные экстрагенты (ТВЭКСы).

Экспериментально установлено, что при пропускании раствора РЗЭ через Dowex 1X-8, тяжелые РЗЭ (Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Lu) преимущественно проходят через колонку с 0,3 объема смолы (о.с.) по 3,6 о.с., а легкие (Ce, La, Pr, Nd, Sm) частично связываются сорбентом и выходят из колонки при элюировании дистиллированной водой (с 3,6 о.с. по 5,0 о.с.).

Из данных, представленных в таблице 3, видно, что из раствора на сорбент Dowex 1X-8 извлекается от 70,5 до 52,5 легких РЗЭ, при этом, 29,51% лантана, 37,7% церия, 47,7% празеодима, 47,5% неодима выходят в элюат одновременно с тяжелыми РЗЭ, часть которых (до 10%) также переходит на смолу. Полученный раствор, несомненно, обогащается тяжелыми РЗЭ, большая часть (80,5-98,5%) которых выходит в элюат.

Результаты, полученные на смоле отечественного производства марки АВ-17 X-8 (таблица 3), показали худшие результаты.

Таблица 3 – Сорбция РЗЭ на смоле Dowex 1X-8 (γ – выход, С – концентрации РЗЭ)

	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu
$C_{исх},$ мг/л	90,5	218	26,8	78,3	24,2	7,9	27,8	5,4	28,1	5,8	15,7	2,3	13,5	1,9
Dowex 1X-8														
$\gamma, \%$	70,5	62,3	52,6	52,5	16,1	19,9	19,0	7,7	16,0	12,0	12,2	16,2	6,6	1,0
С, мг/л	22,6	68,8	10,6	39,5	17,0	5,3	18,8	3,8	19,7	4,3	11,4	1,6	10,3	1,9
АВ-17 X-8														
$\gamma, \%$	33,6	29,9	28,6	26,9	13,3	12,4	12,5	6,0	16,2	15,1	12,4	18,3	1,0	1,0
С, мг/л	59,7	152,6	19,1	61,1	20,65	6,55	24,22	3,9	23,4	4,93	13,71	2,1	13,55	1,90

Особое внимание, следует уделить результатам, полученным при использовании сорбента ВП–3–АП, отличие которого от ранее описанных дивинилбензолных состоит в самой матрице сорбента, которая представляет собой сополимер 4–винилпиридина и дивинилбензола, в качестве функциональной группы выступает диметилсульфат. Результаты, полученные с использованием смолы ВП–3–АП, представлены в табл. 4. Установлено, что ВП–3–АП имеет свойство насыщаться преимущественно легкими РЗЭ: на смолу извлекается 64,8% празеодима, 43,5% неодима, 83,3% церия и 73,4% лантана. Тяжелые же РЗЭ, проходят через колонку, связываясь со смолой не более чем на 10-15% от суммарного содержания в объеме пропущенного раствора. В результате чего на выходе из сорбционной колонки получается элюат значительно обедненный легкими РЗЭ: концентрация легких РЗЭ в элюате снижается в 1,7-3,4 раза.

С целью улучшения параметров разделения на смоле ВП–3–АП, раствор, полученный при пропускании 10 о.с. (таблица 4, первый цикл) был повторно пропущен через тот же объем свежего сорбента (таблица 4, второй цикл).

Из полученных результатов видно, что повторное пропускание усредненного элюата раствора позволило дополнительно снизить концентрации легких РЗЭ в 1.7-3.9 раза, однако не обеспечило их полное удаление. Хелатные смолы Puromet mts 9500, Puromet mts 9570 и твердофазные экстрагенты (ТВЭКС - ФОР и ТТВЭКС - ТБФ)

оказались не эффективны для разделения РЗЭ.

Таблица 4 – Сорбция РЗЭ на смоле ВП–3–АП (γ – выход, C – концентрации РЗЭ)

Показатели	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu
1-ый цикл														
γ , % на смоле	73,4	83,3	64,8	43,5	8,6	6,9	18,0	11,3	22,6	22,0	11,2	12,4	13,6	15,9
γ , % в р-ре	26,5	16,6	35,1	56,2	91,3	93,0	81,9	88,6	77,3	77,9	88,7	87,5	86,3	84,0
$C_{исх}$, мг/л	90,5	218,0	26,9	78,3	24,2	8,0	27,8	5,4	28,14	5,87	15,8	2,4	13,6	1,9
$C_{элюат}$, мг/л	23,9	36,2	9,4	44,1	22,1	7,5	22,8	4,5	21,8	4,7	13,9	2,1	11,7	1,1
2-ой цикл														
γ , % в р-ре	25,5	40,7	57,3	55,9	91,3	93,1	91,1	98,6	97,3	97,9	98,7	97,5	96,3	98,0
$C_{элюат}$, мг/л	6,1	17,8	5,4	24,6	20,1	6,9	21,0	4,4	21,1	4,6	13,7	2,1	11,2	1,0

Таким образом, наиболее эффективным сорбционным материалом для разделения РЗЭ на легкие и тяжелые является смола ВП–3–АП.

Заклучение.

На основе теоретических и экспериментальных исследований разработана и апробирована инновационная, энергоэффективная и ресурсосберегающая технология комплексной и глубокой переработки эвдиалитового концентрата, обеспечивающая за счет переработки силикагеля высокое, более 84%, извлечение и селективное разделение редких и редкоземельных элементов, а также регенерацию используемых реагентов, попутное получение жидкого стекла и раствора аммиачной селитры.

Высокая эффективность химического осаждения Zr и РЗЭ, достигается при повышении рН исходного продуктивного раствора на первой стадии осаждением CaCO₃ до 4,0, что позволяет извлечь 99,95% Zr в твердую фазу. Дальнейшее повышение рН раствора с помощью Na₂CO₃ до 6,1 обеспечивает извлечение РЗЭ в твердую фазу 87,5% при общем извлечении из продуктивного раствора 95,5%.

Использование в качестве сорбента хелатной смолы Puromet MTS 9500 обеспечивает высокое (99%) извлечение РЗЭ и Zr из продуктивных растворов. В результате последующего ступенчатого градиентного элюирования насыщенного сорбента были получены: раствор Zr с концентрацией 4,1 г/л (извлечение Zr в раствор достигало 91,7%) и раствор РЗЭ с концентрацией 0,75 г/л (извлечение РЗЭ 81,1%).

Предложен способ селективного извлечения Zr и РЗЭ из продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата, основанный на сочетании методов химического осаждения, сорбции и элюирования. Разработаны две технологические схемы переработки продуктивных растворов эвдиалитового кислотного выщелачивания: сорбционная и осадительно-сорбционная.

Теоретически и экспериментально обосновано использование синтетических сорбционных материалов на основе свёрхсшитого полистирола и винилпиридина для разделения РЗЭ.

Смола марки ВП–3–АП за две операции последовательного пропускания раствора РЗЭ через неподвижный слой сорбента позволила снизить концентрации легких РЗЭ (Ce, La, Nd, Pr), относительно их содержания в исходном растворе в 3.2-14.8 раз (68-

93%), при этом РЗЭ тяжелой группы связываются с сорбентом только на 8-10% и преимущественно переходят в элюат.

Список использованных источников

1. Jamal Ait Brahim, Sara Ait Hak, Brahim Achiou, Rachid Boulif, Redouane Beniazza, Rachid Benhid Kinetics and mechanisms of leaching of rare earth elements from secondary resources, Minerals Engineering, Volume 177, 2022, 107351.
 2. Богатырева Е.В., Чуб А.В., Ермилов А.Г. и др. Эффективность щелочно-кислотного способа комплексного выщелачивания эвдиалитового концентрата. Ч.1 // Цветные металлы. 2018. № 7. С. 57–61.
 3. Богатырева Е.В., Чуб А.В., Ермилов А.Г. и др. Эффективность щелочно-кислотного способа комплексного выщелачивания эвдиалитового концентрата. Ч. 2 // Цветные металлы. 2018. № 8. С. 69–74.
 4. Производство редких и редкоземельных металлов // Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям. – М.: Бюро НДТ,– 2017.– 210 с.
 5. Savel'eva I.L. The rare-earth metals industry of Russia: Present status, resource conditions of development // Geography and Natural Resources. 2011. V.32(1). pp. 65–71.
 6. Самонов А.Е., Мелентьев Г.Б. Эвдиалит: переоценка промышленной значимости [Электронный ресурс] – 2008. – URL: https://www.newchemistry.ru/letter.php?n_id=382
 7. Zakharov V.I., Skiba G.S., Solovyov A.V. Some aspects of acid treatment of eudialyte. TSvetnye Met. 2011, 11, 25–29.
 8. Lebedev, V.N. Sulfuric acid technology of eudialyte concentrate. Russ. J. Appl. Chem. 2003, 76, 1559–1563.
 9. Lebedev V.N., Shchur T.E., Maiorov, D.V.et al. Features of the acid decomposition of eudialyte and some rare metal concentrates the Kola Peninsula. Russ. J. Appl. Chem. 2003, 76, 1191–1196.
 10. Davris P., Stopic S., Balomenos E.et al. Leaching of rare earth elements from eudialyte concentrate by suppressing silica gel formation. Miner. Eng. 2017, 108, 115–122.
 11. Chizhevskaya S.V., Chekmarev A.M., Klimenko O.M.et al. Non-Traditional methods of treating high-Silicon containing rare elements. In Proceedings of the Hydrometallurgy'94, Cambridge, UK, 11–15 July 1994.
 12. Dibrov I.A., Chirkst D.E., Litvinova T.E. Experimental Study of Zirconium(IV) Extraction from Fluoride-Containing Acid Solutions. Russ. J. Appl. Chem. 2002, 75, 195–199.
 13. Inamuddin; Luqman, M. (Eds.) Ion Exchange Technology I: Theory and Materials; Springer: Dordrecht, The Netherlands, 2012.
-

Innovative processes for the extraction and separation of rare and rare earth elements during complex and deep processing of eudialyte concentrate

Chanturiya V.A., Minenko V.G., Ryazantseva M.V., Samusev A.L.

Based on theoretical and experimental research, an innovative, energy-efficient and resource-saving technology for complex and deep processing of eudialyte concentrate has been developed and tested, providing high (more than 84%) extraction and selective separation of rare and rare earth elements.

**РАЗВИТИЕ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РЗЭ И ОХРАНА ПРИРОДЫ
НА ООО «ЛОВОЗЕРСКИЙ ГОК»:
ОПЫТ СОТРУДНИЧЕСТВА ПРОИЗВОДСТВА И НАУКИ**

О.Н. Жуланов¹, Д.В. Макаров²

¹ ООО «Ловозерский ГОК», пгт. Ревда, Мурманская область, Российская Федерация

² Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, г. Апатиты,
Российская Федерация, e-mail: d.makarov@ksc.ru

Представлена среднесрочная программа развития производства лопаритового концентрата на ООО «Ловозерский ГОК», включающая в себя три этапа. Рассмотрены примеры сотрудничества предприятия с Институтом проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН в области экологизации производства.

Изучение Ловозерского щелочного массива было начато в конце XIX века экспедицией В. Рамзая и продолжено в 20-е годы прошлого столетия отрядами АН СССР под руководством академика А.Е. Ферсмана.

В декабре 1947 года подписан приказ о строительстве комбината по добыче и переработке лопаритовых руд. А уже в октябре 1951 года горняки рудника «Карнасурт» выдали первые тонны руды, а обогатители – первый концентрат. Сырьевой базой рудника ООО «Ловозерский ГОК» служит Ловозерское редкоземельное месторождение лопаритовых руд, являющееся крупнейшей в России базой редких металлов. Период расцвета комбината пришелся на 70-80е годы XX века. В январе 1984 года был введен в эксплуатацию рудник «Умбозеро».

В настоящее время ООО «Ловозерский ГОК» обрабатывает нижние горизонты участков Карнасурт и Кедыквырпахк Ловозерского месторождения лопаритовых руд подземным рудником «Карнасурт». Руды содержат преимущественно лантаноиды цериевой группы. В 2022 г. было добыто 148 тыс. т руды. Обогащение лопаритовой руды, содержащей в среднем 2.4% лопарита, проводится на обогатительной фабрике рудника Карнасурт по гравитационной схеме с дальнейшей доводкой черного концентрата электрической и магнитной сепарацией. Товарным продуктом является лопаритовый концентрат, содержащий 96% лопарита. Дальнейшая химико-металлургическая переработка концентрата осуществляется по хлоридной технологии на ОАО «Соликамский магниевый завод» в Пермском крае.

Редкие и редкоземельные металлы включены в перечень основных видов стратегического минерального сырья, который утвержден распоряжением Правительства Российской Федерации № № 2473-р от 30 августа 2022 г. Развитие производства лопаритового концентрата на ООО «Ловозерский ГОК» является одной из основных задач по выполнению государственной задачи по импортозамещению. В этой связи принята среднесрочная программа развития производства, включающая в себя три этапа:

- сохранение объема выпуска концентрата на текущем уровне 8000 тонн в год;
- увеличение объема выпуска концентрата до 12 тыс. т в год;
- увеличение объема выпуска концентрата до 20 тыс. т в год.

В настоящее время рудник Карнасурт ведет отработку запасов по двум рудным горизонтам: I-4 (уртиты) и II-4 (малиньиты).

Перспектива дальнейшей отработки горизонта малиньиты в пределах действующей добычной лицензии связана с вскрытием нижних горизонтов, запасы которых соразмерны с отработанным участком, и прогнозный срок отработки которых составляет 40 лет. Второе направление развития горных работ на этом горизонте – это отработка запасов юго-западного фланга.

Кроме того, ведется отработка горизонта I-4 (уртиты), расположенного, в среднем, на 100 м выше малиньитового горизонта. На данном горизонте отработана третья часть запасов, по прогнозу срок отработки оставшихся запасов составляет не менее 50 лет.

В рамках второго этапа реализации программы развития, предполагается освоение россыпных месторождений северных предгорий Ловозерского массива.

На третьем этапе предусматривается освоение нового участка горных работ – Аллуайв, с запасами эвдиалит-лопаритовых руд порядка 90 млн тонн, при этом порядка 10.5 млн тонн руды предполагается отрабатывать открытым способом.

Для комплексной переработки эвдиалит-лопаритовых руд участка планируется в рамках проекта геологоразведочных работ провести опытно-промышленные испытания, включающие полный цикл – добычу, обогащение с получением эвдиалитового и лопаритового концентратов.

Выполнение указанных этапов развития позволит увеличить выпуск готовой продукции до 20 тыс. т концентрата.

В целом, рассматривая два сценария развития производства – с разработкой месторождений россыпей и Аллуайва и без них (только за счет развития юго-западного фланга и нижних горизонтов), можно наблюдать положительную динамику изменения добычи руды и выпуска концентрата.

При выполнении этапов развития добычи предлагается провести реконструкцию обогатительного производства, связанную с вовлечением в переработку тонких фракций лопарита, а также с выпуском новых видов продукции – нефелинового и эгиринового концентратов. Развитие основного производства даёт дополнительный эффект при применении современных технологии переработки отходов – хвостов обогащения.

Устойчивое развитие предприятия возможно только на основе комплексной экологизации производства. В этой связи ООО «Ловозерский ГОК» на протяжении ряда лет сотрудничает с Институтом проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН (ИППЭС). Так, в 2018 году институт провел НИР по обоснованию строительства технических устройств для очистки шахтных вод рудника «Карнасурт» и разработки проектов нормативов допустимых сбросов загрязняющих веществ по всем выпускам. В рамках НИР были проведены эксперименты с использованием шахтной воды рудника «Карнасурт». Представленные проектные материалы позволили

обосновать проектные решения по очистке сточных вод рудника, что позволило значительно снизить объем сбросов в водные объекты Мурманской области и плату за негативное воздействие на окружающую среду.

В 2019 году сотрудниками ИППЭС были проведены работы по инвентаризации стационарных источников загрязнения атмосферного воздуха на всех промплощадках ООО «Ловозерский ГОК» с последующей разработкой и согласованием проекта нормативов предельно-допустимых выбросов. В 2021 году институтом были разработаны пояснительные записки к планам мероприятий по уменьшению выбросов в период неблагоприятных метеоусловий, которые прошли согласование в Министерстве природных ресурсов и экологии Мурманской области.

В 2022 году сотрудники ИППЭС выполнили НИР по обоснованию возможностей использования осадков после механической и биологической очистки хозяйственно-бытовых и смешанных сточных вод ООО «Ловозерский ГОК» в качестве удобрений для закрепления пылящих поверхностей хвостохранилища предприятия. Был разработан технологический режим и проведены опытно-технические испытания, которые обосновали использование осадка сточных вод для рекультивации пылящих поверхностей в качестве удобрения. Установлено, что отсыпка осадка сточных вод способствует росту фитомелиоранта на хвостохранилище.

В 2023 году институтом проведена работа по актуализации сведений об объемах образования отходов производства и потребления, паспортизация и инвентаризация отходов, в результате которого разработаны и согласованы нормативы образования отходов и лимитов на их размещения для промплощадки «Карнасурт».

В связи со вступлением в силу Приказа Минприроды России от 19 ноября 2021 года № 871 «Об утверждении Порядка проведения инвентаризации стационарных источников и выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух, корректировки ее данных, документирования и хранения данных, полученных в результате проведения таких инвентаризации и корректировки», ИППЭС провел инвентаризацию источников загрязнения атмосферного воздуха для всех промплощадок предприятия.

В 2023 году институтом была начата разработка проекта санитарно-защитной зоны для промплощадки «Карнасурт», которая прошла согласование в Управлении Роспотребнадзора. В настоящее время продолжается работа по созданию санитарно-защитной зоны (СЗЗ) с учетом результатов натурных исследований на границе СЗЗ, проведенных испытательной лабораторией ООО «ПромЭко».

Объекты ООО «Ловозерский ГОК» примыкают к действующему комплексному региональному заказнику «Сейдъяввр», созданному в 1982 году. Основными целями его создания были сохранение редких видов флоры и фауны, поддержание общего экологического баланса и сохранение исконной среды обитания, традиционного образа жизни, хозяйственной деятельности и промыслов саамов. Однако изменившиеся условия жизни в регионе и стране 90-х годов XX века показали недостаточность природоохранных мер в связи с резко возросшим браконьерством. Для предотвращения этих негативных тенденций было предложено реорганизовать заказник «Сейдъяввр» в

одноименный природный парк. Это закреплено действующей Концепцией функционирования и развития сети особо охраняемых природных территорий Мурманской области до 2025 года и на перспективу до 2035 года.

Работы по реорганизации заказника в природный парк проводились с 2018 по 2023 гг. По согласованию с ООО «Ловозерский ГОК» было решено включить в границы природного парка известные месторождения и рудопроявления, поскольку здесь представлены экосистемы и редкие и охраняемые биологические виды. Для совмещения различных видов природопользования и исходя из экологической и рекреационной ценности предложено выделить шесть функциональных зон: природоохранная зона, специальная природоохранная зона, зона традиционного хозяйственного использования, специальная зона традиционного хозяйственного использования, рекреационная зона, специальная рекреационная зона. В специальной природоохранной зоне разрешены подземные поиски, разведка и добыча полезных ископаемых с сопутствующими подземными горными работами без размещения поверхностных сооружений (за исключением обустройства вентиляционных сооружений).

Mineral resource base development and nature conservation at LLC «Lovozerky GOK»: experience of Industry-Science cooperation

Zhulanov O.N., Makarov D.V.

A medium-term development program to produce loparite concentrate at LLC «Lovozerky GOK», which includes three stages, is presented. Examples of cooperation between the enterprise and the Institute of North Industrial Ecology Problems of the Kola Scientific Center of the Russian Academy of Sciences for the industrial production ecologisation are considered.

ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО ГИДРОМИНЕРАЛЬНОГО РЕДКОМЕТАЛЛИЧЕСКОГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ИННОВАЦИОННЫХ РЕШЕНИЙ

Е.В. Зелинская¹, Н.Н. Орехова², И.В. Шадрунова²

¹ Иркутский национальный исследовательский технический университет (ИРНИТУ), г. Иркутск, Российская Федерация

² Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация
e-mail: zelinskaelena@mail.ru, n_orehova@mail.ru

Представлен анализ перспектив вовлечения гидроминерального сырья в промышленную переработку с целью получения комплекса востребованных полезных компонентов. Показано, что сложность состава и уникальность свойств рессолов требуют разработки инновационных технологических решений.

Стратегия развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2035

года, утвержденная распоряжением Правительства Российской Федерации № 2914-р от 22.12.2018 г., отнесла подземные воды к значимым для экономики России видам минерального сырья. При этом, в контексте данного документа, они напрямую не рассматриваются как сырьевой источник для извлечения содержащихся в них таких стратегически важных и дефицитных полезных компонентов, как литий, бром, йод и другие.

Однако известно, что именно из гидроминерального сырья добывают в мире более 50 % такого стратегически важного для развития мировой экономики металла, как литий [1]. При этом задача возрождения редкометалльной промышленности России – задача, стоящая перед нашей страной уже многие годы [2].

Возможность добычи лития, как одного из стратегически важных энергетических ресурсов, в настоящее время вызывает повышенный интерес во всем мире, и в том числе в России [3].

Ключевые производители лития в мире следующие:

1. Jiangxi Ganfeng (Китай) – один из крупнейших производителей металлического лития (доли в источниках лития в Австралии, Аргентине, Китае и Ирландии).

2. Albemarle (чилийское подразделение) – владелец литиевого солевого ресурса в Салар-де-Атакама (Чили и в долине Клейтон в США). Albemarle также владеет 49 % акций литиевого рудника Greenbushes.

3. Tianqi Lithium (Китай) – крупнейший производитель сподумена (Австралия, Чили, Китай).

4. SQM (Чилийский производитель, источник рассола расположен в чилийском Салар-де-Атакама) – совместное предприятие с Lithium Americas по производству лития Cauchari-Olaroz в Жужуй, Аргентина. В Перте, Австралия – проект по добыче лития и тантала в рамках совместного предприятия с Wesfarmers.

5. Pilbara Minerals (Австралия) управляет принадлежащим Pilgangoora литиевым и танталовым активом в Западной Австралии.

Россия располагает одной из крупнейших сырьевых баз лития в мире, входя в первую пятерку стран-держателей запасов. В нашей стране на данный момент не ведётся разработка месторождений лития. Работающие предприятия используют сырьё, импортируемое из других стран.

В 2023 г. российский рынок столкнулся с дефицитом лития – в первую очередь, из-за сокращения импорта. Однако преодолеть дефицит можно за счет развития российских проектов по добыче лития. Россия может войти в Топ-10 стран по производству лития, в том числе за счет развития «рудных» и «рассольных» проектов (переработка гидроминерального сырья) [4, 5].

К числу рудных проектов относятся:

- проект «Колмозерское», предполагающий выпуск карбоната и гидроксида лития (в объеме 45 тыс. т в год): реализуется ООО «Полярный литий» – совместным предприятием АРМЗ (горнорудный дивизион ГК «Росатом») и «Норникеля» [6];
- проект «Полмостундровское» (мощностью 20 тыс.т в год), который предполагает

реализовать в Мурманской области АО «Арктический литий» – совместное предприятие АО «ХМЗ» и «ТД Халмек» [7];

- проект «Завитинское» (мощностью до 75 тыс.т в год), который предполагается к реализации в Забайкальском крае АО «ХМЗ» [8];
- проект по добыче лития из флюоритовых руды месторождений «Вознесенское» и «Пограничное», который предполагает реализовать в Приморском крае «Ярославская горнорудная компания» [9];
- проект «Тастыгское», который планирует реализовать компания «Эльбрусметалл-литий» в Республике Тыва [10];

Ресурсы рассолов, содержащих литий, можно разделить на три типа: испарительные, геотермальные и нефтепромысловые рассолы. К числу «рассольных» проектов относятся:

- добыча лития на Ковыктинском месторождении в Иркутской области, осуществлять которую планирует ПАО «Газпром» [11, 12];
- добыча лития на Ярактинском месторождении (Иркутская область), оператором которого является «Иркутская нефтяная компания» [13, 14];
- добыча лития на месторождении алмазов «Трубка Удачная» в Якутии [15];
- добыча лития на нескольких перспективных месторождениях Дагестана, таких как Южно-Сухокумское, Тарумовское и Берикейское [16, 17].

Значительные запасы высокоминерализованных вод характерны для юга Сибирской геологической платформы, где в 60-х годах 20 века начаты целенаправленные гидрогеологические исследования рассолов глубоких горизонтов одновременно с поиском и разведкой на нефть и газ. Приоритет в гидрогеологических исследованиях глубоко залегающих гидрогеологических формаций принадлежит Сибирской (Иркутской) научной школе ИЗК СО РАН под руководством д.г.-м.н. Е.В. Пинеккера и институту ВостСибНИИГГиМС.

Исследования эффективных технологий переработки промышленных рассолов – подземного флюида продолжается также не одно десятилетие, в том числе в Институте геохимии и аналитической химии СО РАН, институте физической химии СО РАН, новосибирскими учеными (ЗАО «Экостар-Наутех»), ИРННТУ и других научных и производственных организациях в России. Несмотря на это в настоящее время промышленная добыча и переработка рассолов не ведется.

Для извлечения ценных компонентов из рассолов предложены различные методы, из которых можно выделить следующие схемы: классическую галургическую схему переработки рассолов с многостадийной упаркой и смешанную, в которой используются осадительные методы, сорбция, экстракция и другие:

- осаждение с концентрированием: упаривание жидкости с последующим осаждением лития; реакция возможна только при низких концентрациях магния и кальция в рассоле;
- осаждение без концентрирования с помощью аморфного гидроксида алюминия;

данный способ имеет низкую селективность с точки зрения извлечения лития, так как данный сорбент избирателен и к ионам магния, которые присутствуют в пластовой воде; также возможны проблемы с отстаиванием и фильтрацией полученного осадка ввиду его гелеобразной и мелкодисперсной структуры;

– экстракция; ионная флотация; сорбционный метод.

При рассмотрении вопроса извлечения лития из рассолов с научной и экономической точек зрения важны следующие моменты: приемлемость площади для солнечного испарения и пригодность почвы (грунта) для пруда-рассолоприемника; концентрация лития в рассоле; отношение щелочных металлов и щелочноземельных элементов к литию; сложность фазового состава.

В процессе испарения рассола около 50% лития остается в остаточном рассоле, что объясняется удержанием лития осажденными солями. Остаточный рассол обычно сильно загружен Mg^{2+} по сравнению с K^+ и Na^+ , что затрудняет извлечение лития из него [18].

При этом важнейшим фактором, свидетельствующим о перспективности вовлечения гидроминерального сырья в промышленную разработку, является то, что концентрированные поликомпонентные рассолы, это богатейшее комплексное гидроминеральное сырье – «жидкая руда», природный раствор с широкой гаммой редких, рассеянных элементов и минеральных солей.

Важнейшим в настоящий момент является литий, однако в рассолах в уникально высоких концентрациях присутствуют бром, магний, а также рубидий, цезий, стронций. В перечне конечных химических продуктов переработки промышленных рассолов – литиевые соли и реагенты для бурения и закачивания скважин, эффективные добавки в ванны электролиза при выплавке первичного алюминия, реагенты для кучного выщелачивания рудного золота, и многие другие продукты, важные для российской промышленности.

Основные технологии прямого извлечения лития (DLE), реализуемые или потенциально готовые к производству за рубежом, представлены в монографии А.В. Куркова с коллегами [19].

В таблице представлен обзор наиболее перспективных проектов и технологий.

В России один из наиболее перспективных проектов по добыче лития из рассолов в Иркутской области развивает «Иркутская нефтяная компания» (ИНК), которая учредила ООО "ИНК-Литий" для литиевого проекта. ИНК объявила о планах по запуску опытно-промышленной установки по извлечению лития в 2022–2025 годах. Завод должен стать частью трехэтапного газового проекта компании, реализуемого в Иркутской области. Газохимический кластер ИНК — это крупнейший инвестиционный проект компании на севере Иркутской области.

В рамках проекта строятся гелиевые заводы — на Ярактинском и Марковском месторождениях, газоперерабатывающий завод, четыре установки комплексной подготовки газа, а также первый в Восточной Сибири Иркутский завод полимеров из этана, обеспеченный собственным сырьем.

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

Предприятие по получению лития будет находиться в Усть-Куте, его мощности позволят производить карбонат лития с чистотой 99,5%. Этот проект нацелен на добычу лития.

Таблица – Обзор наиболее перспективных проектов и технологий

Наименование проекта (страна)	Компания (страна)	Месторождение (страна) Запасы	Стадия проекта, год начала	Продукция	Технология, процессы
Geolithic Corp (США)	6th Wave Innovation Corp. (США)	20 000 т Li.	Начало, январь, 2017 г.		сорбция Li непосредственно перед обратной закачкой воды в геотермальную систему
SimbolMaterials (США)		Salton Sea. 10,6 млнт. Li.; 15 млнт. Mn; 36 млнт. Zn;			сорбция Li на кристаллическом ИМП
Hell'sKitchen (США)	Lilac Solutions, Inc (США)	SaltonSea (Калифорния, США). 2700000т Li ₂ CO ₃ или 462 860 т Li	Начало, 2020 г.	17 000 т/год Li ₂ CO ₃	извлечение Li на ИМП
Kachi (Чили)	Lilac Solutions, Inc (США)	189 800 т Li	Начало, 2020 г.	25 500 т/год Li ₂ CO ₃ .	селективное извлечение Li из рассолов на ИМП
Smackover Lithium и Bristol Lake/Mojave (США)	StandardLithium (США)	Нефтегазовое месторождения Smackover Lithium (штатАрканзас) и Bristol Lake /Mojave (штатКалифорния) 507,8тыс. т Li	Начало, 2020 г.	20 900 т/год Li ₂ CO ₃ .	сорбционный процесс LiSTR (Lithium stirred tank reactor – контактный чан с перемешиванием для получения лития)
Cornish Lithium (Великобритания)	Cornish Lithium Inc (Великобритания)	Площадь лицензионного района – 300 км ²	Начало, 2024-2025 гг.		технология прямой экстракции лития (DLE)
Grimmer-Saravia (ФРГ)	Vulcan Energie (ФРГ)	Oberheingraben Геотермальные воды бассейна Верхнего Рейна.	2 этап: извлечение из геотермальных рассолов рубидия и цезия. 2 млн м ³ /год.	несколько сотен тонн в год	селективная фильтрация катионов лития из геотермального рассола и концентрирование лития

Однако проведённый нами анализ состава вод, которые встречаются, в частности, на нефтегазоносных территориях Иркутской области, а также анализ состояния российского производства изделий, которые можно получить из компонентов рассолов, показал, что необходимо глубоко и комплексно перерабатывать это сырьё.

О необходимости комплексной переработки свидетельствует и тот факт, что в России являются дефицитными, совсем не добывается или добывается в незначительных объёмах такие полезные ископаемых, как литий, стронций, рубидий, йод и другие, которые содержатся в рассолах.

Исследования по возможности извлечения лития из рассолов на Ковыктинском газоконденсатном месторождении ведёт ПАО «Газпром», из рассолов на Северо-Даниловском месторождении – ПАО «Роснефть» и некоторые другие.

Проведен значительный комплекс исследований, подтверждающий перспективность нетрадиционного источника литиевого сырья, а именно, высокоминерализованных рассолов, попутно вскрывающихся при отработке нефтегазоносных площадей.

Проводимые исследования указывают на возможность использования данных жидких отходов для извлечения не только лития, но, в частности, стронция, брома, а также неизменно востребованных промышленностью магния, кальция и других компонентов «жидкой» руды.

Потенциал данного вида природного ресурса, который в течение полувека является неиспользуемыми отходами, огромен.

Однако недооценка физико-химических, структурно-химических и технологических особенностей рассолов приводит к потере колоссального ресурсного источника стратегического сырья в течение многих десятилетий.

Нами показано, что уникальность состава высокоминерализованных вод, как физико-химической системы, требует разработки таких же уникальных инновационных технологических решений комплексного селективного извлечения ценных продуктов из этого нетрадиционного многокомпонентного сырья.

Список использованных источников

1. Мелентьев Г.Б. Литиевый потенциал России // Сетевое издание «Редкие земли/Rare Earth». –016 / <http://rareearth.ru/ru/pub/20160613/02898.html>.
2. Мелентьев Г.Б. Концепция восстановления и развития производств редких металлов в России //Оборонный комплекс-научно-техническому прогрессу России. 2011. №.4. С. 104-113.
3. Mingaleeva R.D. Reserves and extraction of rare earth metals and elements as a key factor in the renewable energy sector development at the world economy transformation current stage //Вестникуниверситета. – 2023. – С. 38.
4. Арифуллин А., Заруба Е. Российский рассольный литий: проблемы и возможности //Энергетическая политика. – 2023. – №. 8 (187). – С. 38-47.
5. Шадрюнова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н. и др. Т. В. ESG-трансформации в сфере переработки техногенного минерального сырья//Горная промышленность. 2023. № 1. С. 71-78.
6. Фуреев И.Л., Нерадовский Ю.Н. Выбор рациональной технологии переработки руды

- Колмозерского месторождения на основе изучения химического и минерального составов рудоразборной пробы // Труды Кольского научного центра РАН. Серия: Технические науки. 2023. Т. 14, № 1. С. 245-249.
7. Морозова Л.Н., Зозуля Д.Р., Скублов С.Г. Кольский редкометалльный пегматитовый пояс — важнейший источник стратегического минерального сырья (Li, Be, Nb, Ta, Cs) в России // Разведка и охрана недр. 2024. № 2. С. 36-40.
 8. Иванова К.Е., Черных К.А. Возрождение в России производства лития на базе собственного сырья (месторождение Завитинское) //«Погружаясь в мир науки...»: материалы региональной студенческой научно-практической конференции. Чита: Забайкальский аграрный инс-т.–2024.–94 с. – С. 13.
 9. Серегина А.А. Обеспечение энергоперехода редкими и редкоземельными металлами //Инновации и инвестиции. – 2021. – №. 9. – С. 188-195.
 10. Кымзай-Ооловна Х.А. Редкоземельные металлы Тувы и их месторождения //Природные ресурсы, среда и общество. – 2020. – №. 4 (8). – С. 24-29.
 11. Михайлов Д.В., Добрынин Е.В. Перспективы использования пластовых промышленных вод и рассолов Ковыктинского месторождения в качестве гидроминерального сырья //Иркутск: ООО «Газпром добыча Иркутск. – 2021.
 12. Первойкин М.В., Зелинская Е.В. Извлечение металлов из высококонцентрированных сточных вод ковыктинского месторождения //Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2022. – №. 4 (152). – С. 59-66.
 13. Гончарова Л.И., Новосельцева В.Д. Современное состояние, основные тенденции, конъюнктура и перспективы развития рынка лития //Север и рынок: формирование экономического порядка. – 2018. – №. 6 (62). – С. 114.
 14. Елимова В.В. Рассолы Ярактинской группы месторождений //Строение литосферы и геодинамика. – 2017. – С. 87-88.
 15. Алексеев С.В., Алексеева Л.П. Литиеносные рассолы Далдыно-Алакитского района (Западная Якутия) //География и природные ресурсы. – 2008. – №. 2. – С. 103-109.
 16. Аликеримова Т.Д., Ниналалов С.А. Перспективы развития геотермальной энергетики в Республике Дагестан //Окружающая среда и энергоснабжение. – 2021. – №. 1. – С. 4-9.
 17. Абдулкадыров А.С. Возможности освоения подземных промышленных и тепло-энергетических вод месторождений Республики Дагестан с целью извлечения ценных химических компонентов //Индустриальная экономика. 2021. Т. 5. №.5. С. 434-437.
 18. Murodjon S, Yu X, Li M., Duo J. et al. Submitted Lithium Recovery from Brines Including Seawater, Salt Lake Brine, Underground Water and Geothermal Water // Thermodynamics and Energy Engineering. – January 2020.
 19. Курков А.В., Мамошин М.Ю., Рогожин А.А. Литий: технологии прямого извлечения из растворов (ключевое значение, новое поколение решений, перспективные объекты). М.: ВИМС, 2021. 136 с.
-

Deep processing of man-made hydromineral rare metal raw materials based on innovative solutions

Zelinskaya E.V., Orekhova N.N., Shadrunkova I.V.

The article presents an analysis of the prospects for involving hydromineral raw materials in industrial processing in order to obtain a complex of in-demand useful components. It is shown that the complexity of the composition and the uniqueness of the properties of brines require the development of innovative technological solutions.

УГЛЕРОДИСТОЕ СЫРЬЕ КАК ИСТОЧНИК ВЫСОКОТЕХНОЛОГИЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ И МЕТАЛЛОВ*

Т.Н. Александрова¹, Чэньлун Дуань², А.В. Афанасова¹

¹ Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II (СПГУ),
Санкт-Петербург, Российская Федерация,

e-mail: Aleksandrova_TN@pers.spmi.ru, Afanasova_AV@pers.spmi.ru

² Китайский университет горного дела и технологий, г. Сюйчжоу,
Китайская народная республика, *e-mail: chlduian@cumt.edu.cn*

В работе рассмотрены основные типы углеродистого сырья как источника высокотехнологичных материалов и металлов, в том числе нетрадиционные типы сырья и техногенные отходы. Систематизированы типы углеродистого сырья по наличию в них ценных компонентов, приведены разработанные технологии и технологические решения по получению высококачественных концентратов с учетом комплексности сырья в условиях необходимости повышения экологической безопасности производства.

В настоящее время с учетом необходимости обеспечения устойчивых темпов добычи, в том числе исходя из дальнейших направлений исследований в данной области, углеродистое сырье является одним из важнейших источников развития отечественной промышленности с позиции перспективности его использования не только в топливно-энергетическом секторе, а также как источника высокотехнологичных металлов и материалов, что приводит к росту, как объемов добываемого сырья, так и объемов производимых техногенных отходов. Для обеспечения эффективности функционирования минерально-сырьевого комплекса России, определяемого уровнем развития и внедрения инновационных технологий переработки сырья с получением высококачественных концентратов, возрастает необходимость расширения минерально-сырьевой базы, как за счет вовлечения в разработку новых месторождений, так и техногенных образований и отходов.

Разработка эффективных технологий и технологических решений для переработки углеродсодержащего сырья возможна за счет создания новых и совершенствования существующих методов сепарации и обогащения сырья также с применением физико-энергетических и химических методов воздействия для обеспечения концентрации ценных компонентов с учетом комплексности сырья.

В углеродистом сырье выявлены типоморфные ассоциации редких (включая редкоземельные металлы), благородных (включая металлы платиновой группы) и критических металлов: Li, Be, Sc, Ti, Ge, Rb, Zr, Re и др.; также в виде геохимических комплексов и типоморфных ассоциаций (Sc-Ti, Lu-Hf-Ta, Y-La-РЗМ и др.), содержание элементов при этом может превышать промышленно-значимые в несколько раз. К углеродистому сырью относится как уголь и углеродистые руды, так и техногенные и

* Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда (проект № 23–47–00109)

нетрадиционные источники ценных компонентов, такие как, шунгитовые породы, золошлаковые отходы, дикионемовые сланцы и др.

Таким образом, актуальной задачей, требующей углубленного и комплексного подхода, является разработка и внедрение технологий для извлечения высокотехнологичных металлов и материалов из углеродистого сырья с применением инновационных подходов для обеспечения получения высококачественных концентратов, в условиях обеспечения экологической безопасности производства.

Золошлаковые отходы, образующиеся в результате сжигания угля, являются нетрадиционным источником ценных компонентов, общая доля которых составляет более млрд. тонн. Вовлечение в переработку золошлаковых отходов позволит как получить концентраты, содержащие ценные компоненты, так при этом и снизить экологическую нагрузку в регионах размещения.

Критический анализ проведенных исследований показал, что в золошлаковых отходах в значительных количествах присутствуют элементы (Fe, Si, Ti, Al, Ni, Mo, V и другие), некоторые из них относятся к стратегическим металлам для ряда отраслей промышленности. Для извлечения этих ценных компонентов используются различные обогатительные операции: флотационное и гравитационное обогащение, магнитная сепарация, а также процессы выщелачивания.

Одним из компонентов, входящим в состав золошлаковых отходов, который обладает уникальными технологическими свойствами и представляет промышленный интерес для извлечения, являются магнитные и алюмосиликатные микросферы. Проведенные экспериментально-теоретические исследования по извлечению из золошлаковых отходов ценных компонентов позволили обосновать технологию извлечения магнетитовых, гематитовых и алюмосиликатных микросфер с применением магнитной сепарации в слабом поле и высокоградиентной магнитной сепарации. Применение высокоградиентной магнитной сепарации обусловлено возможностью извлечения частиц со слабыми магнитными свойствами, а также возможностью обогащения частиц размером менее 74 мкм.

Предложенная технология включает в себя магнитную сепарацию в слабом поле для извлечения микросфер магнетита, ассоциированного с интерметаллидами размером от 20 до 80 мкм, с последующей сепарацией немагнитного продукта на высокоградиентном магнитном сепараторе для извлечения в магнитную фракцию микросфер гематита и алюмосиликатов размером от 2 до 15 мкм (рисунок 1) [1-2].

Таким образом, разработанная технология переработки золошлаковых отходов позволит получить концентрат, содержащий магнетитовые микросферы (размером 20–80 мкм), а также концентрат, содержащий гематитовые и алюмосиликатные микросферы (размером 2–15 мкм), что дает возможность получения товарных концентратов, снижая при этом экологическую нагрузку на территориях размещения отходов.

Уголь. Россия обладает значительными запасами угля, как энергетического, так и для коксования, доля которых в общей добыче на конец 2023 года составляет порядка 25%. Основной объем добычи углей для коксования обеспечивается за счет предприятий Кузбасса (60,9%), Южно-Якутского и Печорского бассейнов.

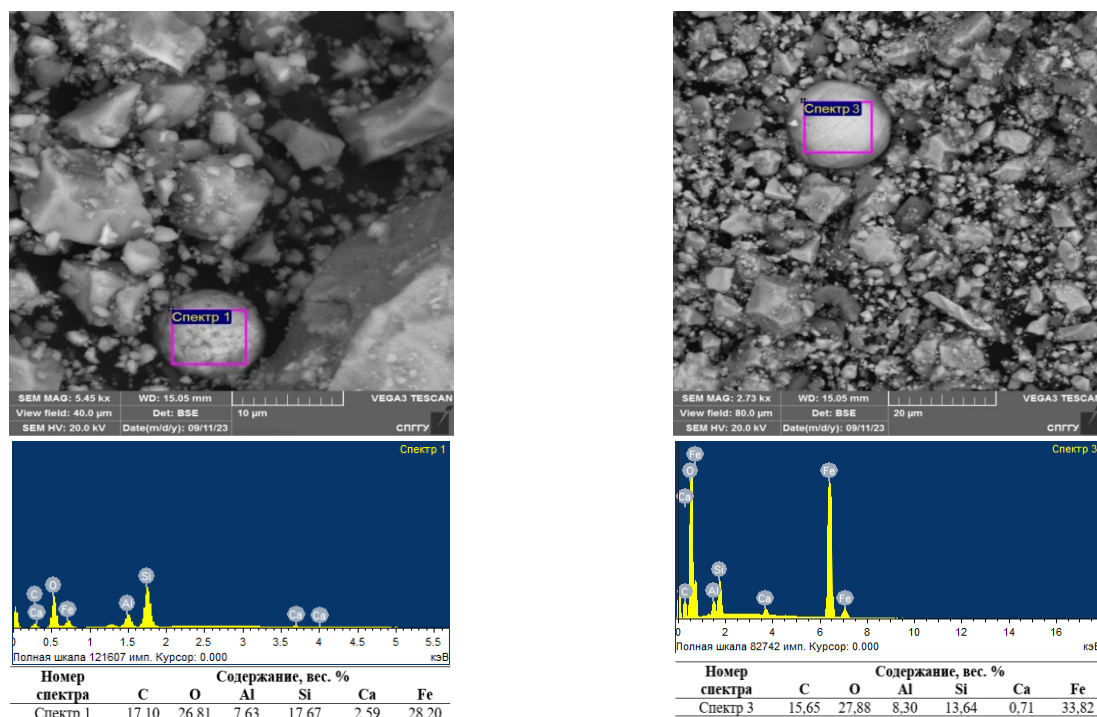


Рисунок 1. Результаты исследования образцов золошлаковых отходов с применением сканирующей электронной микроскопии после высокоградиентной магнитной сепарации (магнитная фракция)

К коксующимся углям, ввиду их способности при нагреве переходить в пластическое состояние с образованием связанного нелетучего остатка, предъявляются значительно более высокие требования по качеству, нежели к энергетическим углям. Основным процессом обогащения углей является гравитационный, включающий отсадку, тяжелосреднюю сепарацию и обогащение на винтовых сепараторах, однако их основным недостатком является невозможность обогащения мелких классов (-0,5 мм), для которых преимущественно применяется флотация.

Сложность процессов флотации угля обусловлена необходимостью направленного подавления пустой породы не депрессируя при этом углеродистую составляющую, в связи с чем, актуальным вопросом является исследование поверхностных свойств минералов и сырья, до и после обработки, с целью оценки изменения свободной поверхностной энергии и ее составляющих. Для депрессии минералов пустой породы в зависимости от их формы могут быть использованы жидкое стекло, КМЦ, органические депрессоры полисахариды, фосфаты, щелочи и др. В качестве собирателей для естественно-гидрофобных материалов могут быть использованы эмульсии аполярных собирателей в различных дисперсионных средах, так использование эмульсии керосина в растворе Неонола АФ 9-12 позволяет повысить эффективность собирателя за счет синергетического эффекта компонентов.

Проведенные исследования позволили обосновать реагентный режим для флотационного обогащения угля с целью получения высококачественного концентрата, с содержанием золы 7,36% и извлечением золы в концентрат 9,78%, что позволяет

использовать данные продукты для коксования.

Углеродистые благороднометалльные руды. Углеродистые сульфидные благороднометалльные руды относятся к категории упорных, ввиду низкой эффективности их переработки с применением традиционных методов, таких как цианирование.

Для данных руд характерна тонкая вкрапленность золота в минералы-концентраты, которые представлены пиритом и арсенопиритом и наличие сорбционно-активного по отношению к растворенному золоту углеродистого органического вещества.

Углеродистые благороднометалльные руды, относящиеся к категории упорных, обогащаются флотационным методом с получением сульфидного концентрата, содержащего благородные металлы, в то время как для снижения содержания в нем углеродистого вещества осуществляется предварительная углеродистая флотация, пенный продукт которой отправляется на хвостохранилище, что приводит к потерям с ним благородных металлов. Содержание органического углерода в углеродистых хвостах составляет 25%, при содержании золота в нем 3 г/т, потери золота составляют 2-4%.

Проведенные экспериментально-теоретические исследования позволили разработать технологические решения по укрупнению низкоразмерных индивидов благородных металлов из углеродистых хвостов для их извлечения. Применение микроволновой обработки на углеродистые продукты при мощности 0,8-1,0 кВт и времени обработки 3-5 минут с добавлением магнетита приводит к возникновению активных центров локального нагрева, вблизи которых отмечается укрупнение частиц золота и серебра (рисунок 2).

Таким образом, разработанная технология переработки золошлаковых отходов позволит получить концентрат, содержащий магнетитовые микросферы (размером 20–80 мкм), а также концентрат, содержащий гематитовые и алюмосиликатные микросферы (размером 2–15 мкм), что дает возможность получения товарных концентратов, снижая при этом экологическую нагрузку на территориях размещения отходов.

Шунгитовые породы представляют собой сырье для многоцелевого использования, в том числе как источник ценных и критических металлов (V, Ti, Ni и др.), что предопределяет необходимость разработки технологических изысканий для концентрирования ценных компонентов.

Шунгитовые породы содержат аморфный углерод, не склонный к графитизации при одновременной его метастабильности молекулярной структуры. Углеродистая составляющая при этом представляет собой многослойное образование размером до 15 нм характеризующееся значительным количеством пор во внутреннем пространстве, а также распределением в нем дисперсных силикатных включений размером порядка 1 мкм.

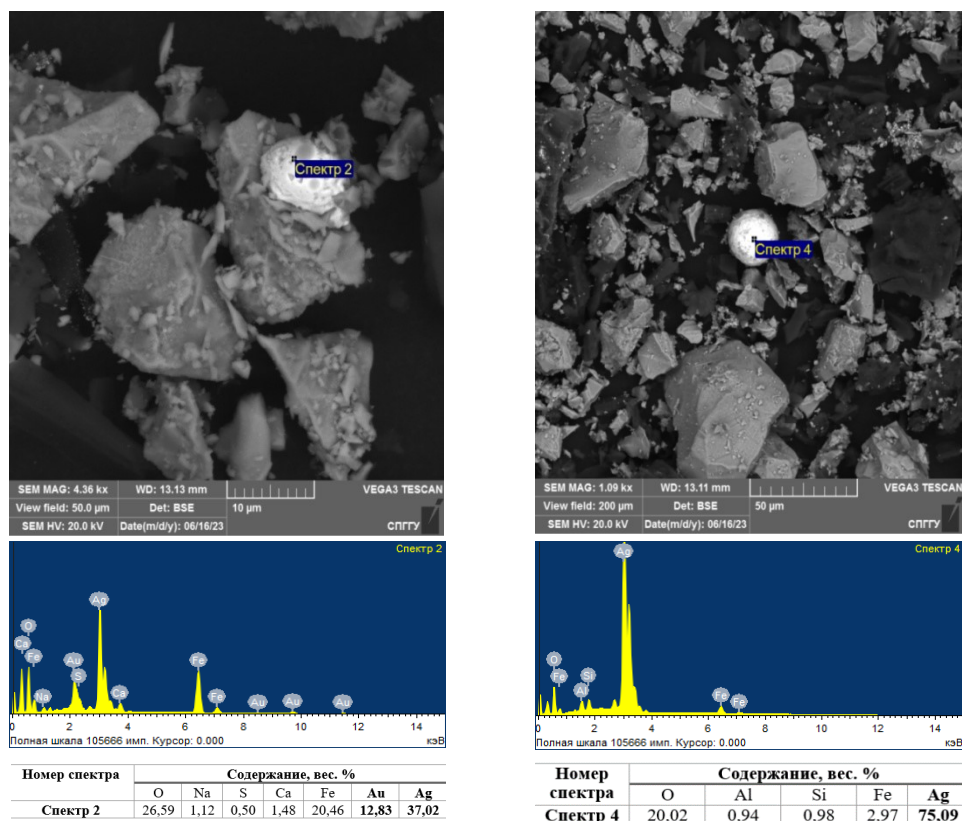


Рисунок 2. Укрупненные индивиды благородных металлов, полученные после микроволновой обработки углеродистых продуктов флотации

Уникальные морфологические характеристики шунгитов определяют возможность их использования как сорбентов после вспучивания с применением микроволновой обработки, в том числе для извлечения рения, молибдена и др. компонентов из комплексного сырья.

Диктионемовые сланцы (копорская свита), расположенные в Ленинградской области, являются комплексным нетрадиционным источником редких и благородных металлов, включая критические металлы и их типоморфные ассоциации. Металлы платиновой группы, включая платину и редкие металлы, такие как Re, Mo, Ti и V в исследуемом типе углеродистого сырья ассоциированы как с сульфидными минералами, так и представлены такими минералами и соединениями как туламинитом (Pt_2FeCu), тетраферроплатина ($PtFe$) и никельферроплатина (Pt_2FeNi).

Исследования, проведенные в области разработки технологии переработки диктионемовых сланцев, позволили обосновать применение аминокислоты на стадии рудоподготовительного передела и применение комплексообразующего реагента-собирающего на стадии флотационного обогащения, что обусловлено возможностью понижения прочности рудной массы в процессе измельчения за счет проникновения ПАВ в микротрещины, что оказывает расклинивающий эффект, препятствуя их слипанию, а также повышению извлечения редких и благородных металлов в концентрат флотационного обогащения за счет образования комплексных соединений NH_4ReO_4 , которые являются устойчивыми в водных растворах [3].

Таким образом, разработанная технология обогащения диктионемовых сланцев позволит получить концентраты, содержащие редкие и благородные металлы, в том числе критические (Ti, Ni, Re, МПГ и др.), что обуславливает перспективность использования данного типа сырья как нетрадиционного источника ценных компонентов [4].

На сегодняшний день широкий спектр исследований посвящен разработке эффективных технологий и технологических решений переработки углеродсодержащего сырья, на примере шунгитовых пород, угля, диктионемовых сланцев, золошлаковых отходов, углеродистых руд, содержащих высокотехнологичные металлы и материалы для получения высококачественных концентратов при одновременном снижении экологической нагрузки в условиях обеспечения экологической безопасности производства.

Список использованных источников

1. Патент 2436855 РФ: Способ извлечения алюминия и железа из золошлаковых отходов /Александрова Т.Н., Прохоров К.В., 2020.
 2. Aleksandrova T.N., Afanasova A.V., Chenlong D. et al. Increase in Recovery Efficiency of Iron-Containing Components from Ash and Slag Material (Coal Combustion Waste) by Magnetic Separation. Minerals 2024, 14, 136. <https://doi.org/10.3390/min14020136>.
 3. Патент 2576715 РФ: Способ повышения извлечения платиноидов из нетрадиционного платиносодержащего сырья /Александрова Т.Н., Ромашев А.О., Николаева Н.В. и др., 2014.
 4. Патент 261216208 РФ: Способ флотационного извлечения редких металлов»/Александрова Т.Н., Ромашев А.О., Павлова У.М., 2015.
-

Carbonaceous raw materials as a source of high-tech materials and metals

Aleksandrova T.N., Chenlong Duan, Afanasova A.V.

The paper considers the main types of carbonaceous raw materials as a source of high-tech materials and metals, including unconventional sources and technogenic wastes. The types of carbonaceous raw materials are systematized according to the presence of valuable components in them, and the developed technologies and technological solutions for obtaining high-quality concentrates are presented, considering the complexity of raw materials under the conditions of the need to improve environmental safety of production.

**СТРАТЕГИЯ И МЕХАНИЗМЫ РЕАЛИЗАЦИИ ИННОВАЦИОННЫХ
ТЕХНОЛОГИЙ В КОМПАНИИ МЕТАЛЛОИНВЕСТ**

Р.И. Исмагилов, К.А. Пристанский, Д.Н. Голеньков, А.В. Чантурия
УК МЕТАЛЛОИНВЕСТ, Москва, Российская Федерация
e-mail: r.ismagilov@metalloinvest.com

Металлоинвест является одним из лидеров по внедрению инновационных технологий. Технологическая стратегия компании на ближайшие годы заключается в реализации

проектов, направленных на увеличение объемов производства высокомаржинальной продукции, переходе на «зеленую металлургию», кардинальном повышении качества, импортозамещении, вовлечении в производство труднообогатимых и новых видов сырья, производстве новых видов продукции, автоматизации и цифровизации технологических процессов. Механизм развития инновационных технологий в компании Металлоинвест основывается на комплексности их реализации, стратегической направленности, взаимосвязанности всех проектов, технических и технологических решений, вовлеченности в процесс реализации всех вертикалей компании, практической реализуемости, научной обоснованности, с учетом современных вызовов, обусловленных текущей геополитической и экономической ситуацией в мире. Действующая стратегия и механизмы реализации инновационных технологий позволяют Компании Металлоинвест на постоянной основе успешно реализовывать масштабные проекты развития и оставаться одним из мировых лидеров в производстве высококачественной железорудной продукции.

Основными видами деятельности предприятий, входящих в компанию Металлоинвест, являются производство и реализация металлizedированной продукции (горячебрикетированного железа – ГБЖ и прямовосстановленного железа – ПВЖ), железорудной продукции (концентрата, доменных окатышей и окатышей под металлization), а также высококачественного сортового проката, включая SBQ (special bar quality). Компания обладает первыми по величине в мире разведанными запасами железной руды. Их сочетание с сильным операционным профилем, передовыми технологиями и географическим положением позволяют Металлоинвесту выступать ведущим поставщиком железорудной и металлizedированной продукции, уверенно занимать лидирующие позиции на мировом рынке ГБЖ и играть заметную роль на региональном рынке высококачественной стали. Ключевые производственные активы Компании представлены АО «Лебединский ГОК», АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева», АО «ОЭМК им. А.А. Угарова», расположенными в Белгородской и Курской областях.

Миссия компании Металлоинвест – быть основой эволюции современной металлургии для будущих поколений. Стратегическое видение Компании заключается в мировом лидерстве в производстве высококачественной железорудной, металлizedированной и стальной продукции, создании ответственной металлургии будущего на основе открытого партнёрства. Стратегические приоритеты Компании – человеческие ресурсы, технологический суверенитет, эффективный портфель продукции с фокусом на внутренний рынок.

Металлоинвест является одним из лидеров по развитию и внедрению инновационных технологий в области переработки минерального сырья. Технологическая стратегия компании на ближайшие годы заключается в реализации проектов, направленных на увеличение объемов производства высокомаржинальной продукции, переходе на «зеленую металлургию», кардинальном повышении качества, импортозамещении, вовлечении в производство труднообогатимых и новых видов сырья, производстве новых видов продукции, автоматизации и цифровизации технологических процессов. Целью является производство продукции, опережающей по своему качеству большинство российских и мировых аналогов, при сохранении

разумной себестоимости и минимизации углеродного следа. Выполнение поставленных задач невозможно без системной комплексной работы, направленной на достижение технологического превосходства, и требует постоянного развития и разработки новых технологий.

Механизм развития инновационных технологий в компании Металлоинвест основывается на комплексности их реализации, стратегической направленности, взаимосвязанности всех проектов, технических и технологических решений, вовлеченности в процесс реализации всех вертикалей компании, практической реализуемости, научной обоснованности с учетом современных вызовов, обусловленных, в том числе, текущей геополитической и экономической ситуацией в мире.

Принятие решения о начале разработки новой технологии принимается с учетом стратегической направленности, текущего состояния производственных мощностей компании и рыночных потребностей в железорудном сырье. Основой каждой новой внедряемой технологии, конечно же, является ее научная обоснованность и практическая реализуемость. Разработка новых технологических решений, как правило, начинается в лабораториях комбинатов, где с учетом вышеперечисленных факторов реализуется первый этап и формируются базовые технологические решения.

С целью научного обоснования разрабатываемых технологий Металлоинвест тесно сотрудничает с ведущими российскими научно-исследовательскими организациями. Разработанные в условиях комбинатов технологические решения передаются в рамках НИОКР на заверочные исследования и испытания в научные лаборатории, где выполняется полный комплекс научных изысканий, позволяющих выработать оптимальный вариант технологии, применимой в условиях производства. Также с целью разработки, научного обоснования и оценки практической применимости новых технологий, в Металлоинвесте работает свой R&D-центр. Основные направления деятельности R&D-центра: создание, поиск и внедрение новых технологий от добычи руды до металлургического производства, в том числе технологий с использованием водорода в черной металлургии, выполнение опытно-конструкторских работ и проектирование необходимого для реализации новых видов технологий оборудования, экспертиза научно-исследовательских работ.

Взаимосвязанность всех переделов, комбинатов и проектов – важнейший фактор, который обуславливает комплексный подход к реализации инновационных технологий на предприятиях. Металлоинвест - компания, в которой представлена вся технологическая цепочка горнометаллургического производства – горное дело, обогащение, металлургия. Внедрение новой технологии в любом из вышеуказанных переделов обязательно оказывает влияние на каждый из них, поэтому при разработке и выполнении технических, технологических расчетов принимают участие профильные специалисты и руководители всех направлений. Предприятия Металлоинвеста функционируют как единый, целостный механизм, который взаимоувязан между собой как техническими решениями, так и экономическими, рыночными условиями, где

любое серьезное внесение изменений в технологический процесс, а также изменение продуктовой линейки затрагивает не отдельный комбинат, а всю структуру взаимодействия и функционирования предприятий в целом. Поэтому при анализе технических условий, целесообразности реализации инвестиционного проекта с внедрением новой технологии, оценке эффективности проекта участвуют все вертикали компании – техническая, инвестиционная, экономическая, стратегическая, коммерческая и другие.

Важным условием при разработке новой технологии и принятии решения о реализации проекта также является необходимость импортозамещения технологического оборудования и сопутствующих материалов, автоматизированных систем управления и программного обеспечения, так как в связи с уходом ведущих иностранных Поставщиков значительно сократилось количество доступных и надежных производителей. С этой целью Металлоинвест ведет системную работу с отечественными конструкторскими бюро и ведущими российскими машиностроительными компаниями горноперерабатывающей отрасли, включающую большой объем конструкторских и проектных работ, проведение опытно-промышленных испытаний. Такое сотрудничество позволяет Компании в существующих условиях создавать и внедрять новые технологии на предприятиях с достижением всех проектных показателей.

При разработке новых технологий серьезное внимание уделяется устойчивому развитию, которое является одним из основных факторов конкурентоспособности Компании и ее устойчивости в долгосрочной перспективе. Инновационные технологии, внедряемые на предприятиях Компании, должны обеспечивать экологическую безопасность, эффективное использование ресурсов, повышение экологичности производственных процессов и, как следствие, снижение вредного воздействия на окружающую среду

В Компании действует регламентированный порядок реализации проектов с четко сформулированными этапами рассмотрения, согласования и утверждения принимаемых решений, начиная от разработки технологии, заканчивая реализацией инвестиционного проекта. На основании разработанных и заверенных в компетентных научно-исследовательских организациях технологических решениях выполняется разработка основных технических решений, технико-экономические расчеты, маркетинговые исследования для определения потребности в новой продукции, существующей емкости рынка и другие исследования. С этой целью формируются рабочие группы, состоящие из профильных специалистов от различных подразделений комбинатов и управляющей компании по направлениям.

С целью оценки принимаемых технических, технологических решений для последующего вынесения решения о реализации и внедрении новой технологии, в Компании действует Научно-технический Совет - совещательный орган, предназначенный для детальной, тщательной и всесторонней проработки вопросов технических и технологических направлений развития, новых стратегических

инициатив и научно-технической политики Компании в части решения задач производственного характера. В состав Научно-технического Совета входят директора по основным направлениям, а также профильные эксперты, целью которых является оценить техническую применимость и целесообразность внедрения предложенного решения.

Утвержденные и обоснованные технические и технологические решения проходят детальную экономическую и инвестиционную оценку. В рамках такой оценки выполняется расчет объемов производства продукции после внедрения и запуска новой технологии, изменение объемов реализации продукции, удельные нормы расходов материалов и энергоресурсов, изменение выручки от реализации, изменение затрат на производство, изменение валовой прибыли от реализации продукции, операционные и чистые денежные потоки, а также срок окупаемости проекта. Такие расчеты выполняются совместно специалистами инвестиционной вертикали, экономической вертикали, технической вертикали, коммерческого блока и других участников процесса, что также отражает комплексный подход, взаимосвязанность и вовлеченность всех служб в реализацию и внедрение новых технологий на предприятиях Компании.

С целью оценки полноты и качества выполненного объема работ, включающего в себя технологическую, техническую, экономическую, инвестиционную оценку с целью принятия решения о дальнейшей реализации проекта в Компании действует специальный орган – Комитет по развитию и инвестициям, в состав которого входят руководители основных вертикалей компании под председательством Генерального директора. Именно этот орган принимает первоначальное решение о старте реализации и внедрения разработанной технологии. Далее данное решение проходит дополнительную верификацию и утверждается решением Совета Директоров Компании.

Для реализации проекта по внедрению новой технологии формируется проектная команда. На протяжении всего периода реализации проекта все подразделения Компании оказывают проектной команде сопровождение, организационно-методическую, техническую поддержку, осуществляют контроль, анализ, оценку выполняемых работ.

Примеры крупных реализованных и реализуемых проектов по внедрению инновационных технологий на предприятиях Группы компаний Металлоинвест:

- строительство корпуса дообогащения концентрата на Михайловском ГОКе. Комплекс введен в эксплуатацию в конце 2022 года. Производительность составляет более 16,4 млн тонн концентрата в год. Реализация и внедрение технологии позволило начать производство высококачественного концентрата с содержанием Fe более 70% и содержанием диоксида кремния SiO₂ менее 2,6%, а также обеспечить Компанию высококачественным сырьем для производства железа прямого восстановления (DRI). В 2021 году успешно оформлен патент на технологию «Способ производства магнетитовых концентратов повышенного

- качества»;
- строительство фабрики обогащения окисленных железистых кварцитов на Михайловском ГОКе. В настоящее время ведется активная стадия проектирования. Реализация и внедрение технологии позволит впервые на территории России производить концентрат из окисленных железистых кварцитов с содержанием Fe в концентрате на уровне 68,5% и SiO₂ в диапазоне от 1,5% до 4%. Вовлечение в переработку окисленных железистых кварцитов позволит расширить минерально-сырьевую базу и дополнительно производить до 11 млн тонн в год концентрата из ОЖК, снизить себестоимость добычи, снизить объемы вывоза и складирования вскрышных пород. В 2023 году успешно оформлен патент на технологию «Способ обогащения гематитсодержащих железных руд». В настоящее время ведется работа по оформлению международного патента.
 - строительство корпуса флотационного обогащения на Лебединском ГОКе. Проект находится в активной стадии реализации. Внедрение технологии позволит начать производство «суперконцентрата» с содержанием Fe на уровне 71% и содержанием SiO₂ на уровне 1%, а также обеспечить Компанию высококачественным сырьем для производства железа прямого восстановления (DRI). В 2024 году успешно оформлен патент на технологию «Способ получения магнетитовых концентратов для производства окатышей для металлизации обычного и премиального качества»;
 - строительство обжиговой машины № 3 на Михайловском ГОКе. Введена в эксплуатацию в 2015 году. Реализация проекта позволила производить высококачественные окатыши с содержанием железа более 67%, а также железо прямого восстановления – DRI окатыши, соответствующие самым высоким мировым стандартам. Проект удостоен Премии Правительства Российской Федерации.
-

Strategy and mechanisms for the implementation of innovative technologies in METALLOINVEST

Ismagilov R.I., Pristanskiy K.A., Golenkov D.N., Chanturiya A.V.

Metalloinvest is one of the leaders in introducing innovative technologies. The company's technological strategy for the upcoming years comprises implementation of projects aimed at increasing production volumes of high-margin products, transition to green metallurgy, drastic improvement of quality, import substitution, involving complex raw materials and new types of raw materials in production, new product development, and automation and digitalisation of technological processes. The mechanism for the development of innovative technologies at Metalloinvest is based on an integrated approach to their implementation, strategic focus, interconnectedness of all projects, technical and technological solutions, involving all the company's verticals in the implementation process, practical feasibility, and scientific validity and accounts for modern challenges caused by the current geopolitical and economic situation in the world. The current strategy and mechanisms for implementing innovative technologies allow Metalloinvest to successfully carry out large-scale development projects on a regular basis and remain one of the world front-runners in production of iron-ore products.

СОВРЕМЕННЫЙ КОМПЛЕКС ТЕХНОЛОГИЙ — ОСНОВА ДЛЯ ОСВОЕНИЯ ОТЕЧЕСТВЕННОЙ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ МАРГАНЦА

А.В. Курков, С.И. Ануфриева, В.Н. Соколова

Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н.М. Федоровского (ФГБУ ВИМС), Москва, Российская Федерация,
e-mail: kurkov@vims-geo.ru, anufrieva@vims-geo.ru, sokolova.vn@vims-geo.ru

На основе комбинирования обогатительных, гидро- и пирометаллургических методов разработаны комплексные технологии переработки основных типов руд марганцевых месторождений и рудопоявлений России, позволяющие получать дефицитные виды марганцевой продукции при освоении отечественной минерально-сырьевой базы марганца.

В соответствии со Стратегией развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2035 года, утвержденной распоряжением Правительства РФ от 22.12.2018 № 2914-р, марганцевые руды относятся к третьей группе дефицитных полезных ископаемых, внутреннее потребление которых полностью обеспечивается импортом. Кроме того, марганец входит в перечень основных видов стратегического минерального сырья, утвержденный распоряжением Правительства РФ от 30.08.2022 № 2473-р.

Минприроды России внесло в правительство проект Стратегии развития минерально-сырьевой базы на период до 2050 г. Особое внимание в документе уделено дефицитному сырью. Пять видов минерального сырья были выделены в группу критически зависимых от импорта, возглавляет которую марганец (Mn, Ti, Nb, Li, REE). По данным МПР РФ, эта группа имеет наиболее высокие риски остановки поставок.

По состоянию на 01.01.2022 балансовые запасы марганцевых руд, заключенные в недрах 27 месторождений, составили 283,4 млн т; еще на двух учтены только забалансовые запасы. Забалансовые запасы в целом по стране составили 22 млн т [1].

Россия обладает достаточно крупной сырьевой базой марганцевых руд, входя в десятку мировых держателей их запасов, однако товарно-сырьевую продукцию не производит. Отечественная промышленность использует закупаемые за рубежом товарные марганцевые руды и ферросплавы. В 2021 г. Россия занимала третье место в мире по объему импорта товарных марганцевых руд и концентратов и седьмое место — по производству ферросплавов.

В сравнении с высококачественными рудами месторождений зарубежных стран со средним содержанием марганца 40–45%, качество российских руд в целом низкое: по содержанию марганца они относятся к бедным (среднее значение Mn по месторождениям варьирует от 6,6 до 31%), труднообогатимым, в значимом количестве содержат вредные примеси (фосфор, железо, кремнезем). Оптимальным соотношением содержаний P/Mn считается величина ниже 0,003. Для руд основных российских месторождений этот показатель колеблется в пределах 0,001–0,39. Переработка таких руд с использованием традиционных методов обогащения не позволяет получить

марганцевые концентраты, отвечающие требованиям ферросплавного производства. Прежде всего, они не решают проблему удаления из концентратов фосфора и кремнезема. Фосфор, присутствующий в виде механической тонкодисперсной примеси в рудных минералах, не раскрывается при дроблении и измельчении и селективно выделить его механическими способами обогащения практически невозможно. В результате частичного снижения содержания фосфора (на 30%) соотношение массовых долей фосфора и марганца уменьшается, но получаются низкосортные по марганцу концентраты, требующие дополнительного обогащения. Другой существенный недостаток этих методов заключается в значительных потерях марганца со шламами (до 30%), вовлечение которых в дальнейшую переработку является сложной задачей. Кроме того, в процессе обогащения получают промпродукты, не удовлетворяющие требованиям металлургического производства и требующие дальнейшей переработки.

Российские марганцевые руды представлены пятью геолого-промышленными типами (ГПТ): оксидными, окисленными, карбонатными, смешанными, а также железомарганцевыми конкрециями.

Наиболее востребованный в мировой практике **оксидный** тип руд, отличающийся высоким содержанием марганца (в российских рудах в среднем 25% Mn) и легкой обогатимостью, в отечественной сырьевой базе почти не представлен. На его долю приходится менее 0,2% балансовых запасов. Концентраты оксидных руд являются качественным сырьем для химической и металлургической промышленности.

Самым распространенным промышленным типом марганцевых руд в стране является **карбонатный**, его доля в балансовых запасах — 58,3%. Руды этого типа характеризуются относительно низкими содержаниями марганца (14–25 %) и нередко повышенными содержаниями фосфора (0,1–0,8%). Руды сложены преимущественно карбонатами марганца: родохрозитом, манганокальцитом, марганцовистым кальцитом. Тесные структурные взаимоотношения силикатов и карбонатов марганца, сходство их физических свойств не способствуют освобождению карбонатов марганца от сростаний с силикатными фазами при дезинтеграции руды и не позволяют селективно выделить карбонатные марганцевые минералы в отдельные продукты механическими методами. Руды являются труднообогатимыми с высокой себестоимостью обогащения.

На долю **окисленных** руд приходится 37,1% балансовых запасов страны. Руды этого типа бедные и среднего качества, среднее содержание марганца в них составляет 20,8%. Руды характеризуются сложным минеральным составом, тонкой вкрапленностью и плохой раскрываемостью полезных минералов, близостью физико-химических свойств рудных и нерудных минералов, присутствием различных минеральных форм вредных примесей (фосфора, кремния, железа) и попутных компонентов (сульфидов цветных металлов). Переработка таких руд по технологическим схемам действующих обогатительных фабрик не обеспечивает получения марганцевых концентратов, отвечающих требованиям ферросплавного производства [2].

К **смешанным** рудам, доля которых в балансовых запасах страны составляет 3,4%,

относятся оксидно-силикатно-карбонатные (карбонатно-силикатные и оксидно-силикатные), содержащие 15-18% Mn, и железо-марганцевые, содержащие 9–16% Mn, сформированные силикатами и карбонатами марганца с подчиненным развитием оксидов и гидроксидов марганца и железа. Сложный текстурно-структурный рисунок руд обусловлен гранулярным составом рудных фаз и их морфометрическими характеристиками (изрезанностью, удлинением), что затрудняет раскрытие минералов в классифицированном материале. Руды относятся к категории труднообогатимых или практически необогатимых, так как даже в тонких классах крупности ($-0,044+0$ мм) не удается селективно выделить карбонаты и силикаты марганца традиционными методами обогащения (гравитацией и магнитной сепарацией).

Запасы марганца, заключенные в *железо-марганцевых конкрециях* (ЖМК), содержащих в среднем 13,2% Mn, составляют 1,0%. Присутствие фосфора (1,5–4%) в сочетании с незначительными запасами и сложностью ведения добычи ограничивают перспективы их отработки.

Разработка технологических решений для переработки низкокачественных комплексных труднообогатимых руд (карбонатных, окисленных железомарганцевых и фосфористых, смешанных карбонатно-силикатных и силикатно-карбонатных), обеспечивающих рентабельность их промышленного освоения, является актуальной задачей.

Классические схемы обогащения, основанные на гравитационном, магнитном и флотационном способах, в основе которых лежат косвенные разделительные признаки (плотность минералов, магнитные свойства и смачиваемость) не позволяют достичь высоких технологических показателей.

Задачу получения высококачественных марганцевых концентратов и полноту извлечения марганца из руд в значительной степени решает интенсивно развивающееся направление переработки полезных ископаемых — радиометрическое обогащение, которое проводится в воздушной среде (сухой процесс), представленное широкой гаммой апробированных в промышленном масштабе методов: рентгенорадиометрической (РРС), рентгенолюминесцентной (РЛС), полихромной фотометрической (ПФМС) сепарации и др. Эти методы позволяют существенно сократить объемы горнорудной массы, поступающей на глубокое обогащение, а в некоторых случаях и получить кондиционные металлургические концентраты еще на стадии крупного дробления.

Для марганцевых месторождений, где оруденение, как правило, локализовано в недрах в виде отдельных пластов, линз и гнезд, это особенно актуально. Метод рентгенорадиометрической сепарации позволяет получить крупнокусковые металлургические концентраты с содержанием Mn более 40% для окисленных и более 30% — для карбонатных [3].

Перспективными методами переработки отечественных марганцевых руд являются химико-технологические, в т.ч. гидрметаллургические, которые могут применяться в сочетании с операциями механического обогащения или взамен их для

получения товарной марганцевой продукции: высококачественного марганцевого концентрата (ВМК), %: Mn – 60,0; Fe – 0,01; P – <0,005; S – 0,5— перспективного сырья для производства высокосортных марганцевых сплавов; электролитического металлического марганца (ЭММ) с содержанием Mn – 99,7% для электрометаллургии; химического и электролитического диоксида марганца (ХДМ и ЭДМ) с содержанием Mn – 62–63% для производства химических источников тока; перманганата калия (KMnO₄), используемого в химической и фармацевтической промышленности; солей марганца (MnSO₄, MnCO₃), используемых в различных отраслях народного хозяйства. Сквозное извлечение марганца в товарную продукцию составляет 80–90%.

Перспективными методами переработки бедного и некондиционного марганцевого сырья являются кучное (КВ) и скважинное подземное (СПВ) выщелачивание, характеризующиеся следующими преимуществами: возможностью вовлечения в эксплуатацию объектов с массовой долей полезных компонентов, непромышленной для других способов добычи; возможностью отработки месторождений, недоступных по экономическим показателям для традиционных технологий добычи (залегających на значительных глубинах или расположенных в отдаленных районах с неразвитой инфраструктурой).

Однако, данные способы переработки марганцевых руд не нашли пока промышленного внедрения. Для этого необходимо проведение опытно-методических и опытно-промышленных исследований гидрометаллургических и геотехнологических методов получения соединений марганца из руд различных месторождений.

В ФГБУ «ВИМС» на основе комбинирования обогатительных, гидро- и пирометаллургических методов разработаны инновационные технологии комплексной переработки различных типов руд марганцевых месторождений и рудопроявлений России, позволяющие получать высококачественную товарную продукцию, конкурентоспособную на мировом рынке (рисунок).

Остановимся на результатах исследований по переработке отечественных руд трех основных геолого-промышленных типов — карбонатного, окисленного и смешанного.

Наиболее перспективным для освоения является крупнейшее в стране *Усинское месторождение* (Кемеровская область). По состоянию на 01.01.2022 запасы составили, тыс. т: кат. АВС₁ — 64 231 (карбонатные) и 5 847 (окисленные), кат. С₂ — 57 454 (карбонатные) и 164 (окисленные). Среднее содержание марганца и фосфора в карбонатных рудах составляет 19,7% и 0,15%, в окисленных — 25,6% и 0,24%. Отношение P/Mn в рудах составляет 0,009 и 0,008% соответственно.

Карбонатные руды состоят из родохрозита (50–80%), железисто-марганцовистого доломита — анкерита и кутнагорита (6–35%), манганокальцита (до 20%), небольших примесей силикатных минералов марганца, хлорита, кремнистых минералов, сульфидов железа и фосфорита.

Окисленные руды состоят преимущественно из псиломелана (до 60%), вернадита (до 40%), пиролюзита (4–6%), гидроксидов железа (до 16%), кремнистых минералов (до 15%), хлорита (до 4%).

Для переработки *карбонатных* марганцевых руд (на примере руд Усинского месторождения) разработана комбинированная технология переработки [4–8], включающая:

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

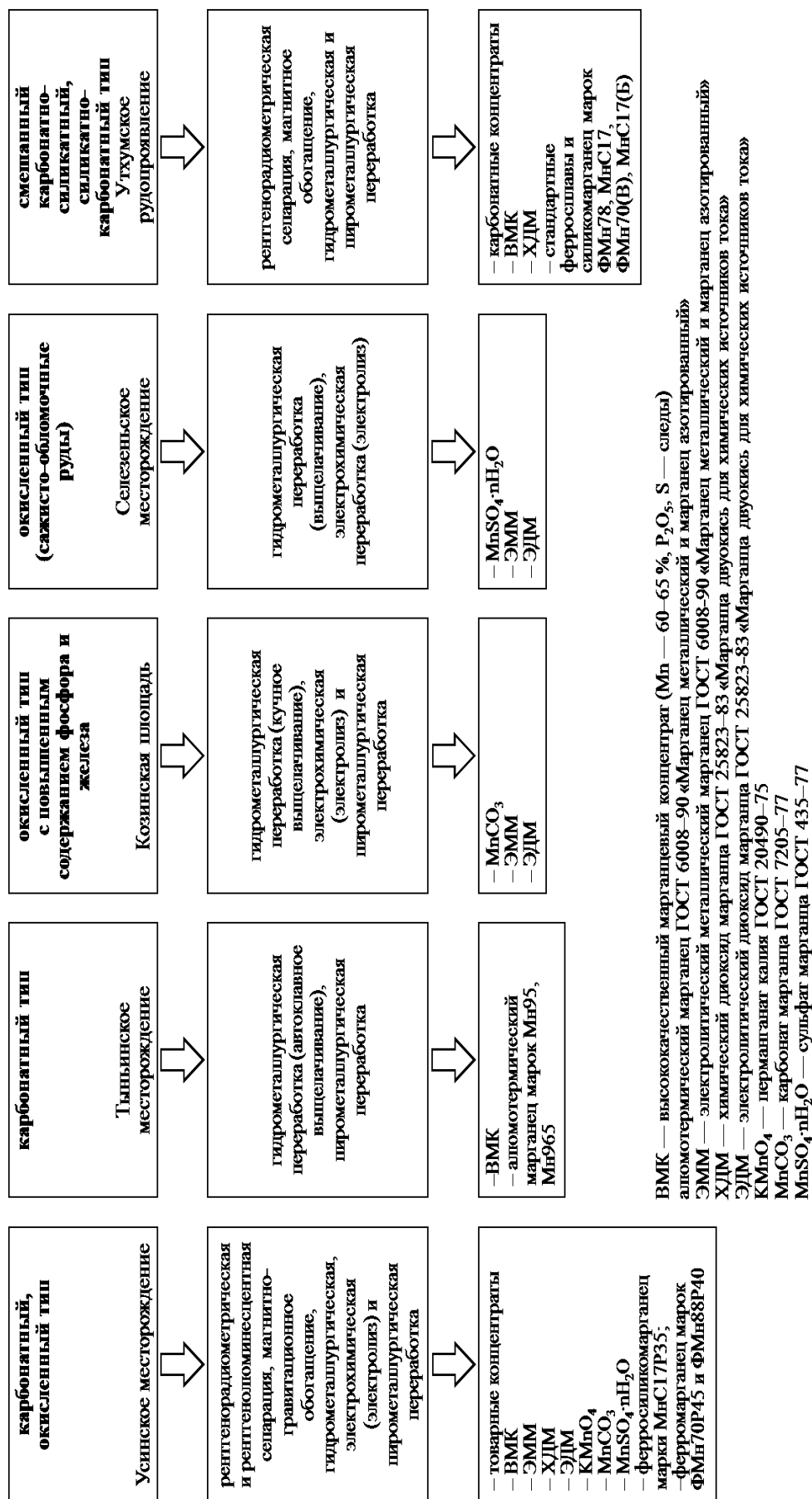


Рисунок. Комплексные технологии переработки различных типов марганцевых руд с получением товарной продукции

– радиометрическую крупнопорционную сортировку горнорудной массы, позволяющую вывести из процесса некондиционную руду, представленную преимущественно марганцовистым кальцитом и манганокальцитом с содержанием марганца ниже бортового;

– сепарацию (рентгенорадиометрическую и рентгенолюминесцентную) и гравитационно-магнитное обогащение с выделением товарных концентратов (кусковых и крупнозернистых) с содержанием 33–38% марганца и 0,11% фосфора при суммарном извлечении марганца — 74% и отвальных хвостов (8–12% марганца);

– производство ферросплавов из товарных концентратов пирометаллургическими методами (товарная продукция: ферросиликомарганец марки МнС17Р35 (Mn не менее 60%), высокоуглеродистый ферромарганец марки ФМн70Р45 (Mn не менее 75%), среднеуглеродистый ферромарганец марки ФМн88Р40 (Mn не менее 85%));

– химико-технологическую переработку исходных марганцевых руд, некондиционных концентратов и промпродуктов с получением товарной марганцевой продукции: ВМК, ЭММ, ХДМ, ЭДМ, KMnO_4 , MnCO_3 , MnSO_4 .

Для переработки **окисленных** марганцевых руд (на примере руд Усинского месторождения) разработана комбинированная технология переработки [6, 7], включающая:

– рентгенорадиометрическую сепарацию классов –200+100, –200+50, –50+20 мм с выделением кускового концентрата с содержанием марганца 44%, соответствующего нормативным требованиям на концентрат I сорта;

– гравитационно-магнитное обогащение материала крупностью –20+0 мм с выделением зернистого концентрата с содержанием марганца 37% и фосфора 0,38%;

– обесфосфоривание и окускование зернистого концентрата;

– химико-технологическую переработку исходных марганцевых руд, некондиционных концентратов и промпродуктов с получением товарной марганцевой продукции: ВМК, ЭММ, ХДМ, ЭДМ, KMnO_4 , MnCO_3 , MnSO_4 .

Суммарное извлечение марганца методами обогащения — 65%. Выход хвостов — 43% с содержанием марганца 12–13%.

Тынинское месторождение (Свердловская область) входит в состав Полуночной группы марганцевых месторождений. Среднее содержание Mn в рудах составляет 20%.

Главным рудным элементом является марганец, образующий собственную минеральную форму — родохрозит. Особенностью руды является наличие значительного количества слоистых алюмосиликатов, негативно влияющих на процессы рудоподготовки. Монтмориллонит, хлорит, полевые шпаты, опал и кварц образуют с родохрозитом полиминеральные агрегаты. Даже тонкое измельчение материала не позволяет получить полностью раскрытый главный рудный минерал, поэтому при обогащении механическими способами не представляется возможным получить качественный марганцевый концентрат с высокими технологическими показателями.

Для переработки бедных **карбонатных** марганцевых руд (на примере руд

Тынинского месторождения) разработана кальций-хлоридная технология [9–12], включающая:

- автоклавное выщелачивание исходной руды и концентратов обогащения;
- осаждение марганца из раствора известковым молоком;
- термическую обработку полученного осадка с получением ВМК.

ВМК (содержание Mn — 60–65%, P₂O₅, S — следы), соответствующий требованиям ТУ 14-5-250-94 «Концентрат марганцевый низкофосфористый. Технические условия», пригоден для прямого легирования стали и выплавки алюмотермического металлического марганца (Mn - 95,0–96,5%) марок Mn95, Mn965 (ГОСТ 6008–90) способом проплавления шихты, состоящей из марганцевого концентрата, порошка алюминия и извести.

В 2019 г. проводились геологоразведочные работы ранних стадий (поиски и оценка), нацеленные на увеличение ресурсного потенциала марганцевых руд и реализуемые за счет средств федерального бюджета, на *Козинской площади* (Красноярский край). Содержание, %: MnO - 12,0; Fe₂O₃- 8,0; SiO₂- 67,0; P₂O₅- 0,3.

Метод КВ позволяет вовлекать в эксплуатацию объекты с низкой массовой долей полезных компонентов, непромышленной для других способов добычи.

Для переработки *окисленных железомарганцевых высокофосфористых* руд (на примере руд Козинской площади) разработана технология переработки [13–15], включающая:

- предварительную агломерацию руды;
- перколяционное сернокислотное выщелачивание, моделирующее процесс кучного выщелачивания, с использованием восстановителя для перевода Mn (IV) и Mn (III) в Mn (II);
- очистку продуктивного раствора от примесей;
- осаждение карбоната марганца;
- получение электролитического диоксида марганца;
- получение электролитического металлического марганца.

Выщелачивание марганца проводили сернокислыми растворами, содержащими восстановитель как в агитационном режиме, так и в инфильтрационном режиме (КВ). В качестве восстановителя использовали метабисульфит натрия, содержащий 67% SO₂ и имеющий растворимость 650 г/л. Как выщелачивания является отвальным продуктом, а продуктивный раствор поступает на очистку и осаждение товарного карбоната марганца. Извлечение марганца в раствор достигает 98%.

В качестве исходного сырья для получения ЭММ и ЭДМ используется карбонатный марганцевый концентрат. Массовая доля марганца в карбонатном концентрате должна быть не менее 42%. Товарная продукция: ВМК с содержанием Mn – 60%; Fe – 0,01%; P – <0,005%; S – 0,5%; ЭММ с содержанием Mn – 99,7%, что соответствует требованиям ГОСТ 6008-90 «Марганец металлический и марганец азотированный»; ЭДМ с содержанием Mn – 61,0%, что соответствует требованиям ГОСТ 25823-83 «Марганца двуокись для химических источников тока».

Сажисто–обломочные марганцевые руды месторождения *Селезень* (Кемеровская область) характеризуются низким содержанием марганца (Mn – 12,5%), высоким содержанием кремния (SiO₂ – 65,0%), повышенным содержанием фосфора (P₂O₅ – 0,55%). Рудными минералами являются пиролюзит, псиломелан, криптомелан и литиофорит. Железистые минералы представлены гетитом. Главным породообразующим компонентом является кварц.

Для переработки *окисленных сажисто–обломочных* марганцевых руд (на примере руд месторождения *Селезень*) оптимизирована технология переработки, включающая:

– сернокислотное выщелачивание с использованием железного вторичного сырья в качестве восстановителя (стружки металлического железа) для перевода Mn (IV) и Mn (III) в Mn (II);

– очистку продуктивного раствора от железа;

– сорбционную очистку продуктивного раствора от цветных металлов;

– получение товарного сульфата марганца (MnSO₄·nH₂O) способом выпаривания;

– получение электролитического диоксида марганца;

– получение электролитического металлического марганца.

Уточнены технологический режим процесса выщелачивания, удельные расходы реагентов и материалов для получения товарного сульфата марганца. Проведены укрупненные испытания по уточненной схеме с получением сульфата марганца для нужд сельского хозяйства. Выход MnSO₄·nH₂O составил 32,8%, содержание марганца — 30,2%. Извлечение марганца — 79,2%.

С целью получения ЭММ (Mn 99,7%), соответствующего ГОСТ 6008-90 «Марганец металлический и марганец азотированный», и ЭДМ (MnO₂ не менее 90%), соответствующего ГОСТ 25823-83 «Марганца двуокись для химических источников тока», необходимо будет использовать сульфат аммония, что в свою очередь потребует утилизации анолитных шламов. Последнее противоречит концепции безотходного производства. Предложено получение низкокачественного ЭММ (Mn 80–85%) и ЭДМ (MnO₂ не менее 78%) способом электролиза без использования сульфата аммония с получением продукции, подходящей для производства огневого металлического марганца.

Главные рудные минералы *Утхумского рудопроявления* (Иркутская область) представлены изоморфными дискретными рядами силикатов: группы оливина (пикротефроит-тефроит-кнебелит), пироксеноидов (пироксмангит-родонит) и группы граната (спессартин) и карбонатов марганца: группы кальцита и доломита (марганцовистый кальцит-манганокальцит-манганодоломит-кутногорит-родохрозит), присутствующими в переменном количестве и в тесной ассоциации друг с другом, что предопределяет их трудную обогатимость. Содержание марганца в руде силикатно-карбонатного и карбонатно-силикатного типа 9–23 и не более 18% соответственно.

Для переработки практически необогатимых *карбонатно-силикатных, силикатно-карбонатных (оксидно-силикатно-карбонатных)* марганцевых руд (на примере руд *Утхумского рудопроявления*) разработана рациональная технология переработки [16–

18], включающая:

– методы крупнокусковой рентгенорадиометрической сепарации и сухого магнитного обогащения с получением товарных карбонатных марганцевых концентратов (с содержанием, %: Mn - 25–30; Fe - 8–10; SiO₂- 15–20; P - 0,15–0,20), силикатных продуктов (с содержанием, %: Mn - 20–25; Fe - 8–10; SiO₂- 25–30; P - 0,15–0,20) и отвальных хвостов;

– химико-технологическую переработку некондиционных марганцевых продуктов, включающую вскрытие растворами H₂SO₄ с добавкой CaF₂ (степень извлечения марганца до 75 %), очистку раствора от фосфора и железа, получение товарной марганцевой продукции — высококачественного марганцевого концентрата (ВМК) с содержанием Mn — 58–60%, химического диоксида марганца (ХДМ) с содержанием Mn — 60–62% [17];

– пирометаллургическую переработку исходной руды и карбонатных марганцевых продуктов с получением стандартных и нестандартных ферро- и силикомарганца (ФМн78 или СМн17 из шихты исходной руды с богатым сырьем, нестандартного ферро- и силикомарганца, стандартного ферро- и силикомарганца ФМн70(В), СМн17(Б) через получение передельного марганцевого шлака) [18].

Комплекс исследований по выплавке ферросплавов был проведен совместно с Центром ферросплавного производства и переработки техногенного сырья ФГУП «ЦНИИчермет им. И.П. Бардина».

Таким образом, отечественная сырьевая база марганцевых руд представлена главным образом низкокачественными, труднообогатимыми рудами сложного минерального состава, требующими создания современных технологий переработки. В результате проведенных исследований разработаны комплексные технологические решения по переработке основных типов отечественных марганцевых руд, позволяющие получать широкий ассортимент товарной марганцевой продукции в соответствии со спросом и требованиями конкретных потребителей. Разработанные технологические решения могут быть использованы при освоении марганцевых месторождений недропользователями в качестве основы для дальнейшего создания промышленных технологий получения марганцевой продукции, стратегической для развития ключевых областей отечественной экономики.

Список использованных источников

1. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации 2021 г. — М., ФГБУ ВИМС, 2023. С. 125–135.
2. Ожогина Е.Г. Технологическая минералогия марганцевых руд Сибири // В сб. научных статей по материалам Российского семинара по технологической минералогии «Новые методы технологической минералогии при оценке руд металлов и промышленных минералов». Петрозаводск: КарНЦ РАН. 2009. С. 28–32
3. Вишняков А.В., Федоров Ю.О., Чикин А.Ю. Совершенствование технологии рентгенорадио-метрической сепарации марганцевых руд // Известия вузов. Горный журнал. № 2. 2021. – С. 79–87.
4. Литвинцев Э.Г., Броницкая Е.С., Михайлова Н.С. и др. Комплексная технология переработки карбонатных марганцевых руд Усинского месторождения // Разведка и

- охрана недр. – 2001. – № 11–12. – С. 56–59.
5. Ануфриева С.И., Соколова В.Н., Тигунов Л.П. и др. Рациональная технология переработки карбонатных марганцевых руд как фактор освоения отечественных месторождений с целью удовлетворения спроса на марганцевую продукцию // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. Выпуск № 8. 2004. С. 18–22.
 6. Тигунов Л.П., Ожогина Е.Г., Литвинцев Э.Г. и др. Современные технологии обогащения и гидрометаллургического передела марганцевых руд // Горный журнал. 2007. № 2. С. 78–84.
 7. Соколова В.Н., Лосев Ю.Н., Ануфриева С.И. и др. Химико-металлургические технологии переработки марганцевого сырья различного минерального типа с получением высококачественной продукции / Обогащение полезных ископаемых-2: Сборник научных трудов по материалам симпозиума «Неделя Горняка-2009» // ГИАБ (отд. вып.) – 2009. – № S15. С. 333–350.
 8. Ануфриева С.И., Броницкая Е.С., Литвинцев Э.Г. и др. Опыт и перспективы применения современных технологий переработки бедных труднообогатимых руд // Разведка и охрана недр. – 2011. – № 5. – С. 70–75.
 9. Лихникевич Е.Г., Ожогина Е.Г., Якушина О.А. и др. Влияние минерального состава карбонатных марганцевых руд на технологические показатели при их переработке кальций-хлоридным способом // Разведка и охрана недр. – 2018. – № 09. – С. 52–57.
 10. Методические рекомендации НСОМТИ № 134 «Кальций-хлоридный способ переработки карбонатного марганецосодержащего сырья». – М.: РИС ВИМС, 2019. – 31 с.
 11. Курков А.В., Ануфриева С.И., Лихникевич Е.Г. и др. Экологически щадящие энергосберегающие гидрометаллургические процессы селективного вскрытия упорного минерального сырья. XII Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. – М.: ИТЕП. 2019. С. 149–154.
 12. Лихникевич Е.Г., Курков А.В., Ануфриева С.И. и др. Гидрометаллургические процессы селективного вскрытия минерального сырья // Цветные металлы. – 2020. – № 3. – С. 27–31.
 13. Соколова В.Н., Ануфриева С.И., Темнов А.В. и др. Перспективы применения технологии кучного выщелачивания для переработки труднообогатимых марганцевых руд // Разведка и охрана недр. – 2011. – № 8. – С. 44–49.
 14. Соколова В.Н., Ануфриева С.И. Кучное выщелачивание — перспективное направление переработки труднообогатимого бедного марганцевого сырья // В сб. трудов научно-практической конференции с международным участием «Геотехнологические методы освоения месторождений твердых полезных ископаемых». М.: ВИМС. 2016. С. 201–208.
 15. Курков А.В., Ануфриева С.И., Серегин А.Н. Современные комбинированные технологии – новые возможности переработки черных и легирующих металлов // Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья. (Плаксинские чтения – 2016). – М: АО «Издательский дом «Руда и Металлы». 2016. С. 69–71.
 16. Ануфриева С.И., Кыджи М.В., Соколова В.Н. и др. Комплексные технологии обогащения и переработки бедных труднообогатимых руд черных металлов // В сб.: «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья». Екатеринбург. 2019. – С. 170–174.
 17. Соколова В.Н. Влияние минералого-технологических особенностей на выбор инновационных решений по химической переработке труднообогатимых марганцевых руд // В сб. научных статей по материалам VII Российского семинара по технологической минералогии «Прогнозная оценка технологических свойств полезных ископаемых методами прикладной минералогии». Петрозаводск. 2013. С. 53–61.
 18. Ануфриева С.И., Пестонова Е.А., Серегин А.Н. и др. Пирометаллургическая

переработка труднообогатимых карбонатно-силикатных марганцевых руд с получением ферросплавов / VIII Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. Том 1. М.: МИСиС. 2011. С. 216–217.

A modern complex of technologies to serve as the basis for the development of the domestic manganese mineral resource base

Kurkov A.V., Anufrieva S.I., Sokolova V.N.

Based on a combination of beneficiation, hydro- and pyrometallurgical methods, a set of integrated technologies has been developed for processing the main types of ores of manganese deposits and ore occurrences in Russia, making possible the production of high-demand manganese products in the process of developing the domestic mineral resources of manganese.

ДОСТИЖЕНИЯ, ПРОБЛЕМЫ, ПЕРСПЕКТИВЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ РУД СТРАТЕГИЧЕСКИХ МЕТАЛЛОВ

Е.Г. Ожогина¹, О.Б. Котова²

¹ Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского (ФГБУ ВИМС), Москва, Российская Федерация, *e-mail: vims-ozhogina@mail.ru*

² Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина (ФИЦ Коми НЦ УрО РАН), г. Сыктывкар, Российская Федерация, *e-mail: kotova@geo.komisc.ru*

Показано применение технологической минералогии при изучении стратегических металлических руд на примере карбонатно-марганцевых руд и бокситов. Рассмотрены проблемы и перспективы технологической минералогии при решении задач освоения минерально-сырьевых ресурсов.

Основой устойчивого развития современного общества, в первую очередь, являются природные ресурсы, в том числе полезные ископаемые. В настоящее время в России, как и во многих других странах, ощущается явный дефицит минерального сырья, необходимого для полноценного функционирования промышленности. Совершенно очевидно, что спрос на минеральные ресурсы в перспективе будет только расти. Поэтому сегодня уделяется серьезное внимание поискам новых источников сырья природного и техногенного происхождения, а также созданию альтернативных материалов, требующих меньше сырья или сырья более низкого качества.

В первую очередь востребованы полезные ископаемые, составляющие основу материального обеспечения высокотехнологичных отраслей промышленности. Как правило, такие полезные ископаемые относятся к категории стратегических, и обладают уникальными свойствами, которые не могут заменить другие материалы без серьезных ухудшений свойств конечных продуктов. К стратегическим металлам в России относятся уран, марганец, хром, вольфрам, молибден, титан, литий, тантал и другие, т.е.

металлы, руды которых Россия вынуждена импортировать.

Отечественная минерально-сырьевая база черных, легирующих, редких металлов, бокситов, графита, плавикового шпата, которые также относятся к стратегическому сырью, характеризуется резким сокращением запасов богатых руд и вынужденным вовлечением в переработку комплексных полезных ископаемых, которые нередко относятся к нетрадиционному сырью. Следовательно, необходимы эффективные методы добычи и переработки сырья. Поэтому одним из приоритетных направлений прикладных исследований в области переработки минерального сырья по-прежнему следует считать совершенствование физических и физико-химических методов и методологии прогнозной оценки полезных ископаемых [1]. В связи с этим возросла роль технологической минералогии, методы которой позволяют проводить оценку полезных ископаемых на всех стадиях геологоразведочных работ, прогнозировать поведение руд и горных пород в технологических процессах и качество ожидаемых продуктов. Сегодня технологическая минералогия по существу определяет целесообразность добычи и переработки полезных ископаемых, тактику освоения сырьевых объектов и при необходимости оценивает возможность замены, в первую очередь, стратегического сырья альтернативными источниками.

Возможности технологической минералогии в последние годы значительно расширились, благодаря внедрению в прикладные исследования высокоразрешающих многофункциональных приборов, технологий испытаний, заимствованных из смежных областей и их разумным сочетанием с традиционными методами минералогического анализа, эффективным способом разупрочнения минералов в руде (например, энергетические воздействия различной природы). Необходимо отметить и успехи минералогов, физиков, технологов, химиков, работающих совместно в области изучения природных и техногенных тонкодисперсных систем, реальные особенности которых уникальны и вносят существенный вклад в процессы обогащения руд.

При проведении комплексных минералогических исследований при геологическом изучении и освоении минерально-сырьевых объектов, в первую очередь при сопровождении технологических испытаний, четко обозначаются проблемы, требующие внимания.

Использование количественных минералогических характеристик (минеральный, гранулярный состав руды, степень раскрываемости и коэффициент раскрытия минералов, их реальный элементный состав, физические свойства) определяет необходимость применения количественных методов минералогического анализа, позволяющих получить достоверную, сопоставимую, метрологически оцененную информацию, имеющую юридическую силу [2]. Для получения такой информации следует применять научно-обоснованные методические документы, в которых приведены единые требования к точности измерений, к достоверности данных. К сожалению, эти условия выполняются далеко не во всех организациях, работающих в области минералогического сопровождения технологических испытаний. Необходимо отметить и то, что нередко, геологоразведочные, в том числе технологические работы

сопровождаются только аналитическими (химическими) данными, не позволяющими получить объективную полноценную информацию о руде в целом: минеральном составе, извлекаемых минералах, их взаимоотношениях и технологических свойствах, определяющих методы обогащения [3].

Практический интерес уже на протяжении многих десятилетий представляют марганцевые руды Усинского месторождения, самого крупного в стране месторождения карбонатных марганцевых руд. Известны многочисленные работы, касающиеся различных аспектов изучения этих руд, однако промышленное освоение Усинского месторождения до сих пор не осуществляется.

Карбонатные марганцевые руды представляют собой переслаивание родохрозитовых, манганокальцитовых руд, известняков и сланцев, что определяет их морфоструктурные особенности. В рудах доминируют слоистые текстуры, подчиненное значение имеют наложенные прожилковые и вкрапленные текстуры, связанные с прожилками и гнездовидными выделениями преимущественно силикатов, реже карбонатов и гидроксидов марганца. Строение руд кристаллическизернистое (от мелко- до крупнокристаллического). Руды отличаются переменным содержанием марганца, зависящим, прежде всего, от соотношения в них марганцевых минералов. Главными рудными минералами являются манганокальцит и родохрозит. При этом следует отметить, что особенностью руд является присутствие минералов непрерывного изоморфного ряда кальцит-марганцовистый кальцит-манганокальцит-Са-родохрозит, которые весьма тесно ассоциируют между собой, обуславливая неоднородное строение карбонатных агрегатов и варьирующее содержание в них марганца, что подтверждено методом сканирующей электронной микроскопии. В отдельных случаях в карбонатных рудах отмечается достаточно высокое содержание (до 15%) силикатов марганца (тефроит, бементит, пироксмангит), в основном образующих включения в карбонатах марганца, от которых невозможно полностью избавиться методами механического обогащения. При этом доля марганца непосредственно в карбонатных агрегатах не уменьшается. Иногда отмечается вторичная оксидная марганцевая минерализация. Необходимо подчеркнуть, что в переменном количестве постоянно присутствуют кварц, стильпномелан, септохлорит, хлорит, тальк, пирротин, относящиеся к категории второстепенных минералов. Фосфорсодержащим минералом является акцессорный апатит, образующий тонкие включения в родохрозите, реже манганокальците.

Минералогические особенности руд однозначно свидетельствуют об их трудной обогатимости. В гетерогенных карбонатных агрегатах родохрозит обладает высокой степенью изрезанности границ, независимо от крупности зерен. Это определяет прочность сростков родохрозита с манганокальцитом и в отдельных случаях с силикатами марганца и, следовательно, невозможность селективного выделения конкретных карбонатов марганца механическими методами обогащения. Можно говорить только об условном раскрытии карбонатных марганцевых комплексов (агрегатов). Обнадеживающие результаты, полученные при рентгенорадиометрической сепарации карбонатных руд, позволяют перспективы обогащения этих руд связывать

именно с этим методом.

Республика Коми, обладая значительными запасами бокситов, сегодня рассматривается в качестве перспективного района развития ресурсной базы алюминия.

Для рентабельного освоения Верхне-Щугорского месторождения бокситов необходима объективная максимально полная минералого-технологическая информация о рудах, в том числе их типизация и картирование месторождения на основе выявленных типов руд. Бокситы относятся к глиноземистой и редкометалльно-глиноземистой субформациям и представляют собой комплексные руды, в большинстве своем высоко железистые, отличающиеся весьма сложным текстурно-структурным рисунком, обусловленным сочетанием афанитовой, скрытокристаллической, метаколлоидной структур минеральных агрегатов, имеющих разнообразные текстуры, среди которых явно преобладают пятнистые. Выделено три минеральных типа руд – гематит-бемитовый, каолинит-диаспор-бемитовый и бемитовый. Главным рудным минералом является бемит, содержание которого в бокситах варьирует в значительных пределах, образует в основном тонкодисперсные агрегаты. В подчиненном количестве и не повсеместно отмечается диаспор, реже гиббсит. Распределение минералов железа (гематит, гетит, гидрогетит) неравномерное, присутствуют они в виде мономинеральных и полиминеральных агрегатов, а которых нередко идентифицируются рутил, ильмонорутит и анатаз. Следует обратить внимание на то, что сегодня достоверно не установлены формы нахождения редких металлов, встречающихся в бокситах в значительном количестве. Можно предположить, что они присутствуют в сорбированном виде в тонкодисперсном гематит-гетит-диаспор-бемитовом материале.

Минералогические характеристики бокситов, в том числе особенности межфазных граничных взаимоотношений, представляют практический интерес не только при реконструкции процессов минералообразования, но и прогнозировании возможности высвобождения минералов из агрегатов (сростков). Сегодня эти руды рассматриваются в качестве источника алюминия, возможно - железа. Надежная идентификация форм нахождения редких элементов позволит говорить о конкретных технологиях их извлечения, например, сорбционных. Минералогическая информация имеет важное значение при решении вопросов утилизации отходов добычи и переработки бокситовых объектов, в которых отмечается значительное количество металла [4].

В ближайшем будущем, несомненно, потребуется прогнозная технологическая оценка полезных ископаемых, в первую очередь, относящихся к категории стратегических, месторождения которых сегодня по разным причинам не осваиваются. Для обеспечения технологической независимости страны требуется создание полного цикла производства продукции от сырья до конечного продукта (изделия). По этому необходимым и обязательным условием геологоразведочных работ будет минералогическое изучение руд и горных пород, направленное на расширение минерально-сырьевой базы страны. Природные особенности сырья, в большинстве своем комплексного, отличающегося сложным сочетанием текстурно-структурных характеристик, обусловленных генезисом и вторичными изменениями, требуют

привлечения расширенного комплекса методов анализа для получения достоверной минералогической информации. Следовательно, будут разрабатываться новые и совершенствоваться существующие приемы, операции и методы анализа. При этом повысится роль прецизионных исследований, таких как аналитическая микроскопия, позволяющих на более высоком уровне оценивать особенности состава и строения минералов, влияющих на обогатимость полезных ископаемых.

Список использованных источников

1. Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. 2014. № 2. С.79-84.
 2. Ожогин Д.О., Ожогина Е.Г. Перспективы развития количественных методов минералогического анализа // Разведка и охрана недр. 2017. № 4. С. 33-36.
 3. Ожогина Е.Г., Котова О.Б. Технологическая минералогия в решении проблем комплексной переработки минерального сырья // Устойчивое развитие горных территорий. 2021. Т.13. № 2(48) С.170-178.
 4. Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Шиенг Сун и др. Технологическая минералогия как основа комплексного освоения полезных ископаемых (на примере бокситов Верхне-Щугорского месторождения) // Горный журнал, 2021. № 11. С.21-26.
-

Achievements, problems, prospects of technological mineralogy of strategic metal ores

Ozhogina E.G., Kotova O.B.

The application of technological mineralogy at study of strategic metal ores are shown on the example of carbonate manganese ores and bauxites. The problems and prospects of technological mineralogy in solving the tasks of developing mineral resources are considered.

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ВЫБОРА ПЕРСПЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ И ИХ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА МИНЕРАЛЫ ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ КОМПЛЕКСНЫХ РУД*

Т.Н. Матвеева

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Предложен комплексный подход к поиску перспективных реагентов и анализу их влияния на минералы цветных и благородных металлов при комплексной флотации руд. Исследование выполнено при поддержке гранта РФФ No 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149>.

Большинство труднообогатимых руд цветных и благородных металлов являются комплексными и перерабатываются по комбинированным технологическим схемам, в

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

которых флотационные процессы играют ключевую роль. Снижение содержания ценных металлов в поступающих на переработку рудах, увеличение количества трудно извлекаемых минералов, тонкое взаимное прораствание рудных минералов и вмещающих пород в условиях применения традиционных реагентных режимов флотации приводит к снижению качества получаемых концентратов и высоким (20-30% и более) безвозвратным потерям металлов с отвальными продуктами [1]. Расширение знаний в области аналитической и органической химии, нанотехнологий, компьютерного моделирования и создания программных продуктов привело к появлению новых видов сорбентов, индикаторов, ингибиторов и новых веществ специализированного назначения в различных отраслях промышленности, в том числе горном деле [2, 3].

Переход на современные отечественные реагенты в силу разных причин все еще не получил широкого распространения на отечественных обогатительных фабриках, бутиловый ксантогенат остается в приоритете. В то же время дитиофосфаты и тионокарбаматы начинают более активно применяться в процессах селективной флотации, повышая качество разноименных концентратов [4-8].

Создание современных отечественных реагентов, отвечающих требованиям селективности и безопасности, является актуальной задачей. Разработка новых эффективных реагентов предполагает расширение представлений о возможных механизмах их физико-химического воздействия на целевые минералы и минеральные комплексы на базе новейших достижений фундаментальных исследований с применением комплекса аналитических методов и приборов высокого разрешения. Полученные новые научные знания позволяют разработать реагентные режимы, отвечающие повышенным требованиям к качеству флотационных концентратов и снижению потерь целевых металлов с хвостами обогащения.

В ИПКОН РАН под руководством академика В.А. Чантурия развиваются теоретические и экспериментальные исследования в области создания новых эффективных видов реагентов–собираателей и модификаторов для извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых золотосодержащих руд [8-11]. Применение комплекса современных методов микроскопии - сканирующей электронной (LEO 1420VP, Carl Zeiss) и лазерной микроскопии (KEYNCE VK- 9700, Shimadzu), УФ- и ИК-Фурье спектроскопии, ICP–MS (Agilent 725 ICP-OES, AgilentTechnologies), рентгеновской дифрактометрия (ДРОН-2.0, XRD 7000, Shimadzu), компьютерного моделирования и других методов анализа позволяют получить достоверную информацию о формировании адсорбционного слоя новых реагентов на минералах и составить прогноз перспективности применения тех или иных веществ в процессе флотации [9, 10]. При этом совершенствуются методики получения образцов минеральных комплексов, имитирующих природные сульфиды, содержащие «невидимое» или субмикронное золото.

Целью данного исследования является развитие научного подхода к поиску перспективных реагентов, в том числе водорастворимых термочувствительных

полимеров на основе поливинилкапролакта и его модификаций, производных дитиокарбаматов (МДТК, ЦЭДТК) и растительных экстрактов (ЭБ), и анализу их воздействия на минералы цветных и благородных металлов в условиях флотации комплексных руд.

Исследования новых перспективных реагентов при флотационном извлечении минералов цветных и благородных металлов из комплексных руд, проводятся с учетом минералогических особенностей природных объектов. Комплексная оценка характера вкрапленности рудных минералов и низкоразмерных минеральных комплексов в изучаемых минеральных объектах – рудах и хвостах обогащения позволяет сформировать представление о типах минеральных ассоциаций, составе руд, морфологической характеристике зёрен и других структурных свойствах, напрямую влияющих на раскрытие рудных минералов и их извлечение при флотации.

Методы оптической, растровой электронной и сканирующей лазерной микроскопии высокого разрешения находят все более широкое использование для исследования микроструктуры и свойств минералов на микро- и наноразмерном уровне при воздействии различных реагентов в условиях флотации. Метод оптической микроскопии (микроскоп Olympus BX51) с использованием программного обеспечения Минерал С7 (SIAMS) и камеры высокого разрешения позволил установить долю и характер сростков, относительное количество крупных и низкоразмерных зёрен сульфидных минералов, долю и размер сростков разноименных сульфидных минералов, занимающих доминирующее или подчиненное положение в конкретном образце.

Для изучения модифицирующего эффекта реагента использовался программно-аппаратный комплекс лазерного конфокального микроскопа Keyence VK-9700, на котором получены четкие снимки рельефа поверхности в плоском и объемном (3D) формате, а также проведены численные бесконтактные измерения неровностей рельефа с помощью программного обеспечения VK-Viewer.

На примере аншлифов штуффных образцов полиметаллической руды Малиновского месторождения, показано, что основные рудные минералы представлены халькопиритом, арсенопиритом, пиритом и шеелитом. Более половины площади поверхности занято халькопиритом, пиритом и арсенопиритом – суммарное около 40%, доля шеелита – менее 5%. В халькопирите встречается много вкрапленников других сульфидов различного размера, самые мелкие зерна арсенопирита до 120 мкм, далее шеелита - не более 300 мкм. Самыми крупными зёрнами представлен пирит - до 1 см. Половины всех вкрапленных минералов — это сростки пирита и арсенопирита. Все остальные варианты сростков находятся в подчинённых количествах.

Аналитическая растровая электронная микроскопия дала возможность проанализировать малоразмерные минеральные комплексы и оценить качественный элементный состав образцов и новообразований реагентов на минеральной поверхности. Сканирующей лазерной конфокальной микроскопией зафиксированы тонкие пленки адсорбированных реагентов и характер их распределения по поверхностям минеральных зерен. Программное обеспечение позволяет определять

линейные размеры фаз реагента и площадь поверхности, занимаемой реагентным покрытием.

Количественная оценка состава низкоразмерных минеральных комплексов, морфологическая характеристика зёрен и другие структурные свойства напрямую влияют на раскрытие рудных минералов в процессах измельчения, которое в свою очередь определяет возможность селективного выделения минеральных компонентов во флотационные концентраты в результате эффективного закрепления новых хелатообразующих реагентов на межзёренных границах с наиболее нарушенными атомными связями, дислокациями граничного окисления.

Аналитической сканирующей электронной и лазерной микроскопией получены изображения адсорбционного слоя реагентов МДТК и ЭБ на поверхности минералов, входящих в состав рудного аншлифа. Как видно из рисунка (а), характер закрепления реагентов различен для разных минералов: на халькопирите «рваная» коричневатая пленка реагента МДТК на всей поверхности минерала, на пирите – кристаллоподобные темно-коричневые формирования, на других рудных минералах МДТК не закрепился. Бледно-голубая пленка растительного экстракта ЭБ закрепилась «поверх» МДТК на халькопирите и пирите. Энергодисперсионный спектр пленки ЭБ на минералах идентичен спектру исходного экстракта. Ранее, на аншлифах индивидуальных минералов также был установлен индивидуальный характер формирования адсорбционного слоя хелатообразующих реагентов.

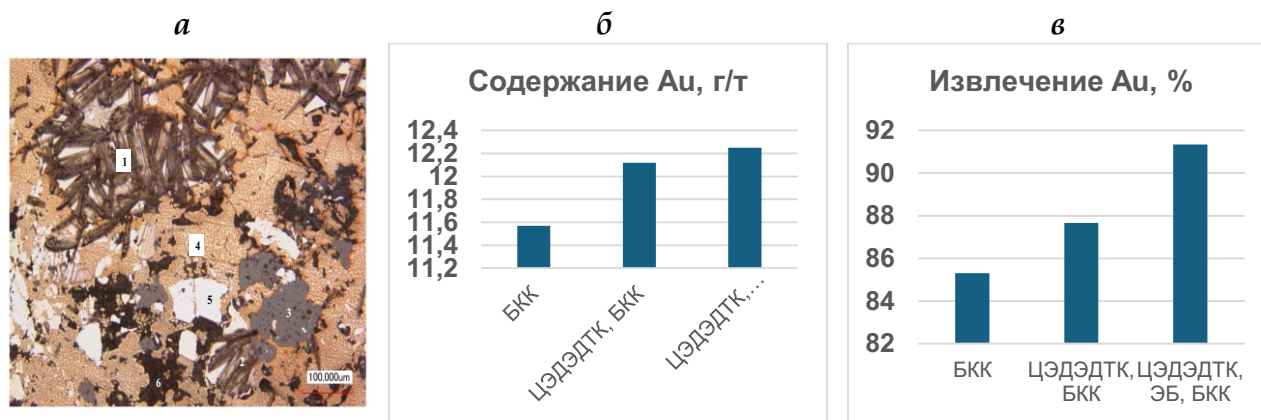


Рисунок. Изображение поверхности рудного аншлифа Малиновского после контакта с раствором МДТК (KEYENCE VK-9700) (а) и результаты флотации руды при тестировании нового реагентного режима (б, в):

1,2 – кристаллоподобные образования на пирите; 3 – шеелит; 4 – дискретная пленка на халькопирите; 5 – арсенопирит; 6 – алюмосиликат

Устойчивое закрепление реагента на минерале подтверждено сохранением новообразований при многократной отмывке аншлифа.

Количественная оценка адсорбционного слоя реагента на поверхности минералов выполненная по авторской методике [11] на основе анализа площади участков, занятых реагентом, позволила оценить степень покрытия минерала реагентом. Установлено, что в одинаковых условиях эксперимента данная величина различна для разных минералов

и может служить обоснованием возможности их селективного разделения при флотации.

Комплексная оценка характера вкрапленности рудных минералов и низкоразмерных минеральных комплексов в изучаемых минеральных объектах позволила сформировать представление о типах минеральных ассоциаций, морфологической характеристике зёрен и количественной оценке адсорбционного слоя хелатообразующих реагентов (производных дитиокарбаматов и растительных экстрактов), оказывающих определяющее влияние на контрастность флотационных свойств минеральных комплексов в присутствии новых реагентов.

На примере флотации частной пробы упорной золотосодержащей руды Малиновского месторождения с содержанием золота 2,3 г/т установлено, что замена части бутилового ксантогената на МДТК привела к повышению содержания золота в концентрате на 0,7 г/т при увеличении извлечения на 6% в концентрат основной флотации (рисунки б, в).

Развитие научного подхода к поиску перспективных реагентов и анализ их воздействия на минералы цветных и благородных металлов сможет обеспечить достижение высоких технологических показателей и сократить потери цветных и благородных металлов с хвостами переработки в условиях флотации комплексных руд.

Автор выражает глубокую признательность научным сотрудникам ИПКОН РАН Н.К. Громовой и Л.Б. Ланцовой, кандидатам геол.-минерал. наук Е.В. Копорулиной и В.А. Минаеву за помощь в проведении исследований.

Список использованных источников

1. Chanturiya V.A., Kondratiev S.A. Contemporary Understanding and Developments in the Flotation Theory of Non-Ferrous Ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2019. Vol. 40, № 6. pp. 390-401.
2. Tijsseling L.T., Dehaine Q., Rollinson G.K. et al. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors // Minerals Engineering. Volume 138, July 2019, P. 246 – 256.
3. Priyanka Dhar, Thornhill M., Hanumantha Rao Kota. Investigation of Copper Recovery from a New Copper Deposit (Nussir) in Northern-Norway: Thionocarbamates and Xanthate-Thionocarbamate Blend as Collectors. Minerals, 2019, vol. 9. Iss. 2. 118.
4. Рябой В.И. Производство и использование флотационных реагентов в России // Горный журнал. 2011. № 2. С. 49-53.
5. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Чантурия Е.Л. Основные направления решения проблем комплексной переработки пиритных хвостов флотации медно-цинковых руд // Цветные металлы. 2011. № 12. С. 20-26.
6. Соложенкин П.М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады академии наук РАН. 2016. Т. 466. № 5. С. 599-562.
7. Yushina T.I., Purev B. et al. Improvement of porphyry copper flotation efficiency with auxiliary collecting agents based on acetylene alcohols // Eurasian Mining. 2019. №1.
8. Aleksandrova T., Afanasova A., Romashev A. et al. Extraction of Low-Dimensional Structures of Noble and Rare Metals from Carbonaceous Ores Using Low-Temperature and Energy Impacts at Succeeding Stages of Raw Material Transformation // Minerals. 2023. 13. 84.
9. Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Исследование взаимодействия модифицированного поливинилкапролактама с поверхностью минералов, входящих в

- состав поликомпонентных руд // Цветные металлы. 2023. № 7. С.7-12.
10. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. и др. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдителиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2022. №4.
11. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдителиокарбамата на халькопирите и арсенопирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цветные металлы. 2018. № 7. С. 27 – 32.
-

Scientific basis for the selection of promising reagents and their impact on non-ferrous and precious metals minerals during the flotation of complex ores

Matveeva T.N.

An integrated approach to the search of promising reagents and analysis of their impact on minerals of non-ferrous and noble metals in complex ores flotation is proposed. The study is supported by the Russian Science Foundation Grant No. 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149>.

РАЗВИТИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ МЕТОДОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ГОРНО-ХИМИЧЕСКОГО И РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО СЫРЬЯ И РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА

Г.В. Митрофанова

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: g.mitrofanova@ksc.ru

Представлены результаты исследований факторов, влияющих на показатели обогащения апатит-нефелиновых, магнетит-апатитовых руд, обогатимости редкоземельных карбонатитов и медно-никелевой сульфидной руды. Представлены новые реагенты-собиратели для флотации медно-никелевой руды.

Флотационный метод обогащения является наиболее востребованным при решении вопросов обогащения различного вида сырья. Возможность направленного изменения поверхностных свойств минералов при воздействии на них комплекса флотационных реагентов определяет пути разделения сложных минеральных комплексов при обогащении фосфорсодержащих руд, руд редкоземельных и цветных металлов.

В результате естественного истощения сырьевой базы в переработку вовлекаются более бедные, труднообогатимые руды, характеризующиеся сложным минеральным составом, для переработки которых имеющиеся технологии и реагентные режимы оказываются недостаточно эффективными. В Горном институте КНЦ РАН работы в направлении создания и совершенствования технологий флотационного обогащения ведутся со дня его основания.

Стратегически значимым минеральным сырьем являются фосфаты, запасы

которых на Кольском полуострове сосредоточены в группе Хибинских месторождений апатит-нефелиновых руд и Ковдорском месторождении магнетит-апатитовых руд. Известно, что показатели обогащения апатит-нефелиновых руд очень высоки – апатитовый концентрат с содержанием не менее 39% P_2O_5 получается при извлечении апатита из руды 94-95%. Однако, изменяющийся минеральный состав руд, увеличение доли гипергенно измененных минералов оказывают влияние на флотационный процесс, снижая получаемые показатели.

Важным фактором, влияющим на флотацию апатитсодержащих руд, является ионный состав флотационной пульпы, который формируется в результате частичного растворения минералов и ионообменных процессов. Так, анализ большого числа проб руды показал, что для руд с низким содержанием апатита часто наблюдается повышенное значение рН флотационной пульпы на уровне 10,5-10,7. Что может приводить к активации флотации темноцветных минералов и снижению селективности процесса.

Руды, с высокой долей гипергенных минералов – гидрослюд, цеолитов, глинистых минералов и гидроксидов железа, при измельчении до флотационной крупности поставляют в жидкую фазу большое количество ионов железа (до 100-150 мг/л) и алюминия (до 300 мг/л). Следует отметить, что железо и частично алюминий в жидкой фазе находятся в виде тонкодисперсных частиц соответствующих гидроксидов, негативное влияние которых было показано на примере беспенной флотации чистого минерала и при флотации одной из проб апатит-нефелиновой руды (рисунок 1).

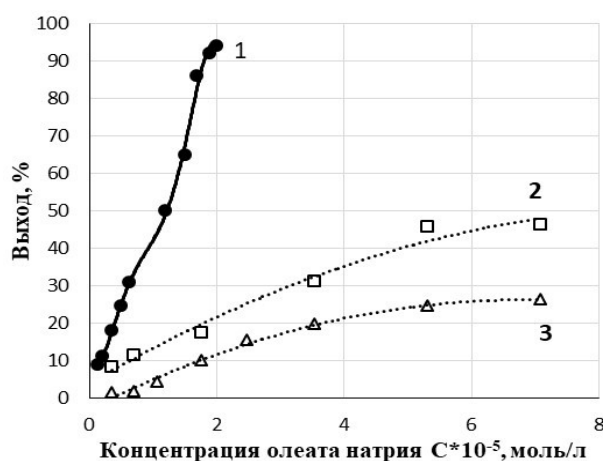


Рисунок 1. Результаты беспенной флотации апатита олеатом натрия (1), и в присутствии $Al(OH)_3$ 0,038 г (2) и $Fe(OH)_3$ 0,067 г (3)

В результате измельчения ряда проб руды, отобранных из зон разрушения, в жидкой фазе наблюдается повышенное содержание сульфатных ионов до 800-900 мг/л. Как показывает опыт, на флотацию апатита из таких руд влияние ионов жидкой фазы пульпы проявляется особенно ярко. Так, повышение содержания в оборотной воде SO_4^{2-} , обусловленное использованием реагентов-коагулянтов, приводит к значительному снижению выхода и качества апатитового концентрата (таблица).

Таблица – Показатели флотации пробы апатит-нефелиновой руды при повышенном содержании сульфат-ионов

Расход реагентов, г/т		Содержание SO_4^{2-} в оборотной воде, мг/л	Технологические показатели, %				
ЖСт	СС		$\alpha_{\text{P}_2\text{O}_5}$	γ	$\beta_{\text{P}_2\text{O}_5}$	$\varepsilon_{\text{P}_2\text{O}_5}$	$\theta_{\text{P}_2\text{O}_5}$
130	100	160	6,61	13,9	39,26	82,2	1,37
130	100	700	6,52	6,9	38,00	40,3	4,18
130	150	300	6,69	17,0	36,89	93,9	0,49
130	150	500	6,58	15,5	37,91	89,2	0,84
130	150	700	6,51	13,4	37,88	77,8	1,67

Решение проблем обогащения проблемных руд возможно за счет использования селективных реагентов-собирателей. Одним из таких собирателей являются оксиэтилированные фосфорные эфиры. Согласно проведенному минералогическому анализу продуктов обогащения, повышение доли такого собирателя в составе собирательной смеси приводит к повышению качества концентрата за счет снижения в концентрате количества сростков апатита с нефелином и пироксенами [1].

Оксиэтилированные соединения - алкилфенолы или алифатические спирты в составе собирательной смеси способствуют повышению доли карбоксильного собирателя, адсорбированного на апатите по сравнению с сопутствующими минералами. Проведенными исследованиями было показано, что оптимальное количество оксиэтильных группировок в молекуле регулятора при флотации апатитсодержащих руд Ковдорского месторождения - $n=4-6$. Варьирование соотношения жирнокислотного собирателя и регулятора позволяет добиваться для различных типов руд требуемых показателей обогащения [2]. Так, использование оксиэтилированного алкилфенола АФ-9-6 в качестве регулятора в сочетании с собирателем ЖКТМ с расходом 95 г/т и 120 г/т, соответственно, при обогащении маложелезистой руды апатит-форстеритовой руды одного из Ковдорских месторождений ($\alpha = 3,56\% \text{P}_2\text{O}_5$) позволило получить в замкнутом цикле апатитовый концентрат с качеством 37,9% P_2O_5 и извлечением 74%.

В случае флотации техногенного сырья важным параметром является его гранулометрическая характеристика. Проведены исследования на обогатимость тонкозернистой части хвостов 1 поля хвостохранилища Ковдорского ГОКа, в которой содержание класса - 0,028 мм составило 64,9%, класса +0,16 мм - 1,4%. При флотации такого сырья большую селективность проявил реагентный режим с использованием в качестве собирателя реагента из класса N-ацилированных аминокислот (производное саркозина) в сочетании с оксиэтилированным алкилфенолом. В этом случае был получен флотационный концентрат с содержанием 33% P_2O_5 в то время как, применение ЖКТМ позволило получить продукт, содержание P_2O_5 в котором не превысило 24% [3]. Этот же реагент показал высокую эффективность при флотационном разделении комплекса карбонатных минералов пробы редкоземельной анкилитовой руды карбонатного поля Петяян-Вара щелочно-ультраосновного комплекса Вуориярви. При флотации в открытом цикле был получен концентрат с

содержанием 33,4% ΣTR_2O_3 при извлечении 65%.

Запасы сульфидных медно-никелевых руд Кольского полуострова сосредоточены в месторождениях Печенгского рудного поля. Проведены исследования на пробе труднообогатимой тонковкрапленной медно-никелевой руды. Было показано, что для повышения показателей обогащения такой руды требуется снижение крупности измельчения с 80% до 97% класса минус 0,071 мм. При этом степень раскрытия сульфидных минералов увеличивается в 1,5 раза.

Изменение крупности питания и подбор оптимального реагента-диспергатора позволило повысить извлечение никеля и меди в концентрат и снизить потери ценных компонентов с хвостами флотации (рисунок 2) [4].

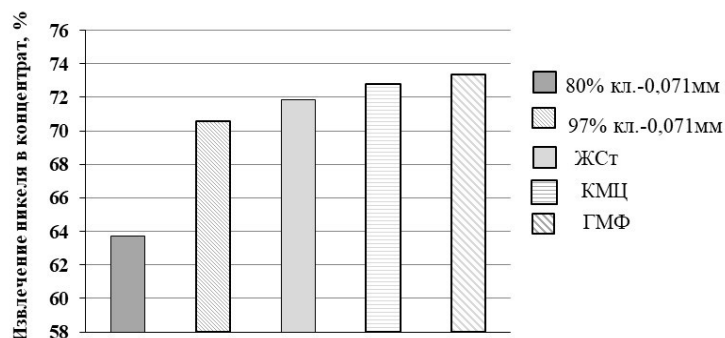


Рисунок 2. Расчетные показатели извлечения никеля в концентрат (Ni~7%)

С целью повысить показатели флотации труднообогатимых сульфидных медно-никелевых руд ведется разработка новых собирателей. По результатам проведенных исследований предложен ряд реагентов-комплексобразователей, использование которых в сочетании с ксантогенатом позволяет повысить показатели получения коллективного концентрата.

Эффективность использования бинарных смесей ксантогената и предложенных моно- и бифункциональных реагентов – алкилгидроксамовых кислот, гидразидов карбоновых кислот, моноамидов, моногидроксиамидов и моногидразидов алкенилянтарных кислот – обусловлена синергизмом их действия в широком диапазоне соотношений реагентов [5].

Список использованных источников

1. Митрофанова Г.В., Черноусенко Е.В., Компанченко А.А. и др. Особенности действия реагента-собирателя из класса алкиловых эфиров фосфорной кислоты при флотации апатит-нефелиновых руд // Записки Горного института. 2023. С. 1-9.
2. Иванова В.А., Митрофанова Г.В. Оптимизация состава и способа применения регуляторов для селективной флотации апатитсодержащих руд // Горный журнал. 2020. № 4. С. 45-50
3. Митрофанова Г.В., Поспелова Ю.П., Сединин Д.Ф. Оценка обогатимости тонкозернистых хвостов переработки магнетит-apatитовой руды ковдорского месторождения // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2023. № 5. С. 123-131.
4. Черноусенко Е.В., Нерадовский Ю.Н., Каменева Ю.С. и др. Повышение эффективности флотационного обогащения труднообогатимых сульфидных медно-никелевых руд печенгского рудного поля // ФТПРПИ. 2018. № 6. С. 173-179.
5. Митрофанова Г.В., Черноусенко Е.В., Базарова Е.А. и др. Поиск новых комплексобразующих реагентов для флотации медно-никелевых руд // Цветные металлы. 2019. № 11. С. 27-33.

**Development of flotation methods for beneficiation of mining chemical and rare metal
raw materials and non-ferrous metal ores of the Kola Peninsula**

Mitrofanova G.V.

The results of studies of factors influencing the beneficiation of apatite-nepheline, magnetite-apatite ores, the enrich ability of rare earth carbonatites and copper-nickel sulfide ore are presented. New collectors for copper-nickel ore flotation are presented.

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ НАУЧНОГО ОБОСНОВАНИЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ТОНКОМ И СВЕРХТОНКОМ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Ю.В. Дмитрак

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Измельчение, как технологический этап обогащения полезных ископаемых и, в частности, рудоподготовки является одним из наиболее энергоёмких процессов в горнорудной отрасли. Объёмы производства концентрата на современных горно-обогатительных фабриках постоянно увеличиваются, вследствие чего растут типоразмеры применяемого для измельчения оборудования. Затраты электроэнергии возрастают нелинейно с увеличением габаритов мельниц, что негативно сказывается на себестоимости готовой продукции. В статье показаны современные тенденции моделирования процессов разрушения горных пород при тонком и сверхтонком измельчении минерального сырья.

Наиболее широко применяемым типом измельчительного оборудования являются барабанные мельницы, к преимуществам работы которых относятся легкость регулировки, эксплуатации и ремонта, возможность изменения режима измельчения в зависимости от характеристики питания, получение однородного по крупности продукта при различном грансоставе исходного материала.

К недостаткам барабанных мельниц можно отнести относительно высокую энергоёмкость, а также сильный износ футеровок и мелющих шаров.

Определение динамических параметров мелющей загрузки является ключевым моментом в понимании процессов, происходящих в помольных камерах мельниц различных типов. На движение загрузки влияют режимные, конструктивные и технологические параметры мельницы. Точно оценив степень влияния каждого из этих параметров, можно обеспечить такие условия работы мельницы, чтобы процесс измельчения осуществлялся с минимальной энергоёмкостью.

Учёными Санкт-Петербургского горного университета в работе [1] был использован метод дискретных элементов, моделирующий движение шаров и горных пород в обогатительном оборудовании. Он позволяет понять структуру потока и характер измельчения материала. Он также предоставляет информацию об энергии, рассеиваемой при каждом столкновении дискретных частиц. На основе полученных данных была построена трехмерная динамическая модель мельницы, включающая в себя шары и исходный материал. Полученные результаты могут быть использованы для

разработки цифрового двойника технологического оборудования для прогнозирования текущего состояния объекта и выдачи управляющих воздействий в систему автоматического управления. (рисунок 1).

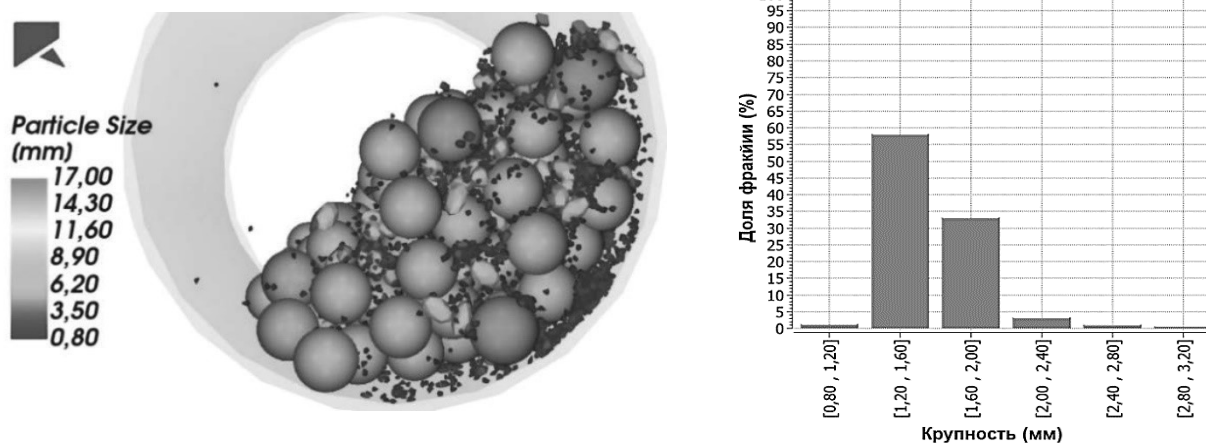


Рисунок 1. Моделирование процесса измельчения при угловой скорости вращения барабана 90 об/мин

Другими исследователями Санкт-Петербургского горного университета в работе [2] установлено, что при увеличении угловой скорости вращения барабана мельницы возрастает энергия удара, а также значение крутящего момента на валу двигателя, необходимое для обеспечения устойчивой работы мельницы.

Оценивая величину крутящего момента путем его разложения на спектр, состояние загрузки идентифицируют по изменению знаков частотных составляющих спектра момента; а при исследовании электромагнитного момента электропривода контролируют процесс измельчения.

По полученным спектрам можно определить режимные параметры мельницы – угловую скорость и коэффициент заполнения (рисунок 2).

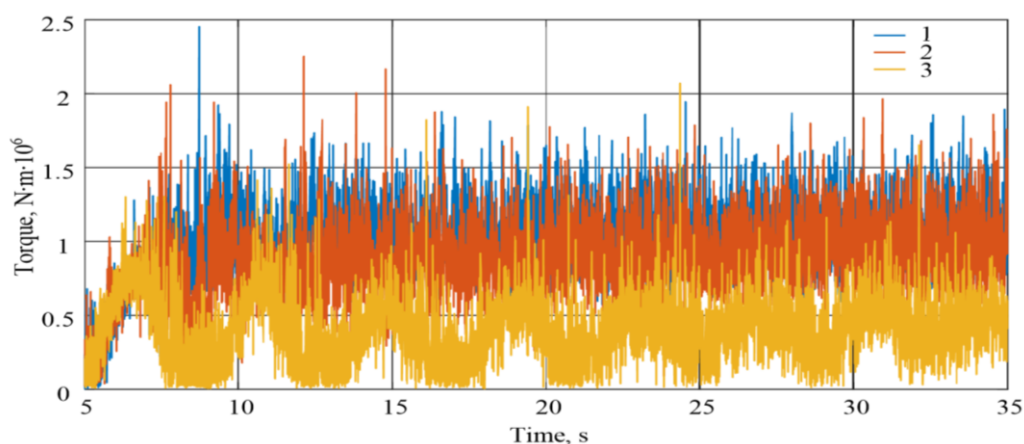


Рисунок 2. Моделирование величины крутящего момента для величины коэффициента заполнения помольной камеры 25% при угловой скорости вращения барабана 0.84 c^{-1} (1), 1.05 c^{-1} (2) и 1.31 c^{-1} (3)

На наш взгляд наиболее близко к точному описанию динамики мелющей загрузки подошли исследователи Центрального университета штата Юта, США. Авторы данных работ поставили своей целью разработку метода для численного моделирования шаровой загрузки в барабанной мельнице. В анализируемых работах при описании взаимодействия шаров друг с другом и со стенкой помольной камеры учтена динамика удара (или безударного взаимодействия) за счет введения нормальной и сдвиговой жесткости шаров (рисунок 3).

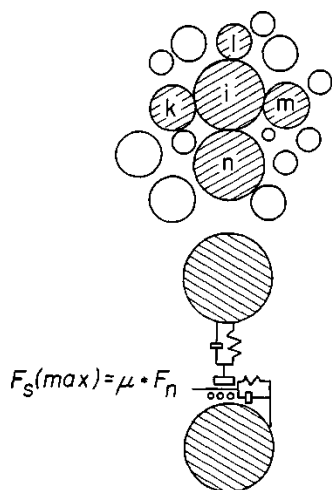


Рисунок 3. Расчётная схема соударения двух мелющих тел по К. Раджамани

В результате проведённых исследований впервые была получена модель движения отдельных мелющих тел, однако она не учитывает случайный характер соударений шаров, а также демпфирующие свойства измельчаемого материала.

Специалисты АО «Моделирование и Цифровые Двойники» (г. Москва) в полной мере, воспользовались современным уровнем развития компьютерной техники и передовых технологий математического моделирования.



Рисунок 4. Демонстратор цифрового двойника барабанной мельницы (АО «Моделирование и Цифровые Двойники», Россия)

На рисунке 4 представлен демонстратор цифрового двойника барабанной мельницы (АО «МЦД», Российская Федерация). Комплексный цифровой двойник выдает рекомендации по изменению режимов работы, остаточном ресурсе и износу элементов мельницы.

Программное обеспечение *MillSoft* было создано на основе исследований ученых Б.К. Мишра (B.K. Mishra, профессор Института Минералов и Материаловедения) и Р.К. Раджамани (R.K. Rajamani, профессор Университета штата Юта) в 1990 году [3].

С помощью метода дискретных элементов была создана модель симуляции движения шаровой загрузки. В программе каждый шар задан радиусом, массой, моментом инерции и физическими свойствами. Столкновения шаров смоделированы через ускорения, скорости и перемещения каждого. Результаты расчета в виде визуализации работы шаровой загрузки приведены на рисунке 5.

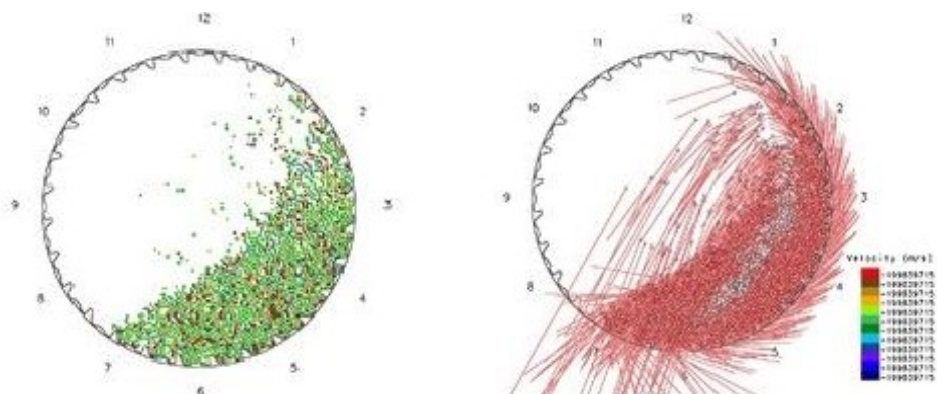


Рисунок 5. Пример моделирования мелющей загрузки в программе *MILLSOFT*

Программное обеспечение *JK SAG Charge*. С. Моррелл (Morrell S.) в 1992-1996 гг. разрабатывал модель движения шаровой загрузки, которая позволяет вычислять мощность, потребляемую мельницей. Симулятор движения шаров называется *JK SAG Charge* [4]. На рисунке 6 представлен пример моделирования мелющей загрузки в программе *JK SAG Charge*.

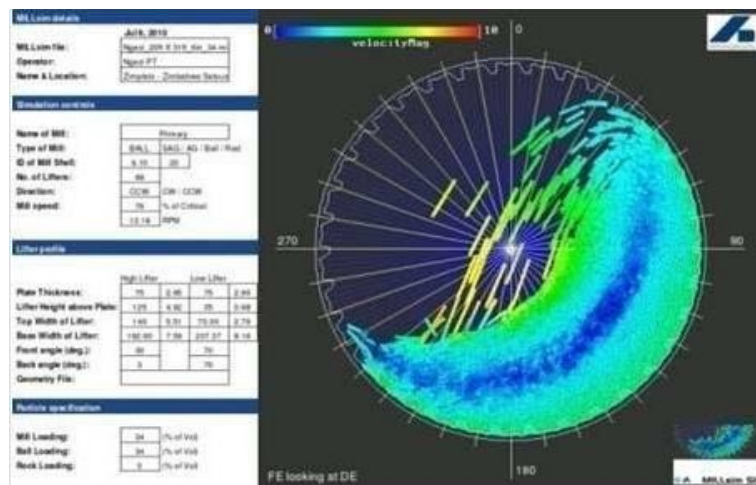


Рисунок 6. Пример моделирования мелющей загрузки в программе *JK SAG Charge*

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

Полученные данные из математической модели были сравнены с показателями работы промышленных и лабораторных шаровых мельниц, и мельниц самоизмельчения.

Программное обеспечение Т. Койович. Научно-исследовательский Центр Минерального Сырья JuliusKruttschnitt (Квинсленд, Австралия) в лице профессора, доктора наук Т. Койович (Т. Koјovic) занимается разработкой программного обеспечения для симуляции движения шаров внутри мельницы.

Для мельниц полу- и самоизмельчения была создана математическая модель, которая позволяет проверить, насколько эффективен заданный режим работы (рисунок 7). Для заданного типоразмера мельницы программой вычисляется степень заполнения, потребляемая мощность и частота вращения.

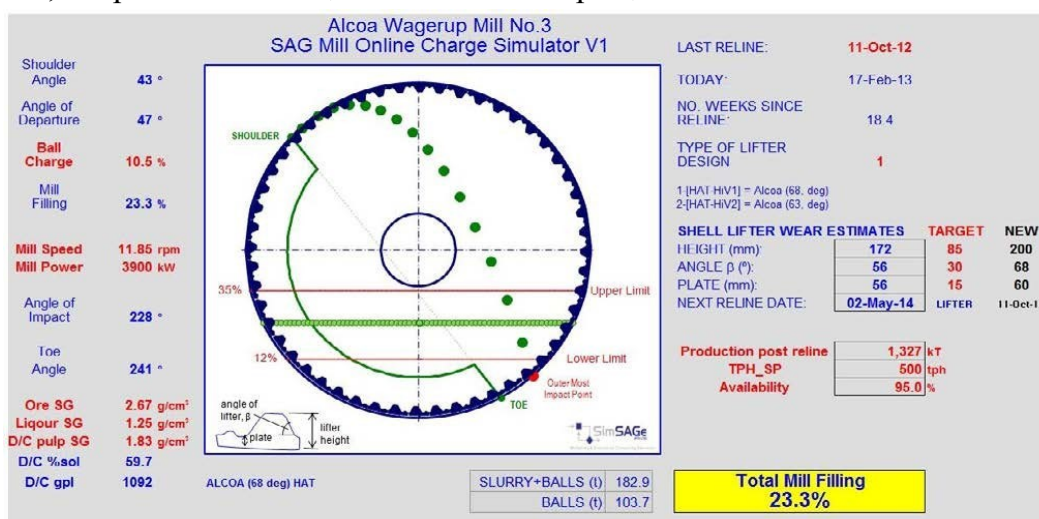


Рисунок 7. Пример моделирования мелющей загрузки в программе SAGMillOnlineChargeSimulator

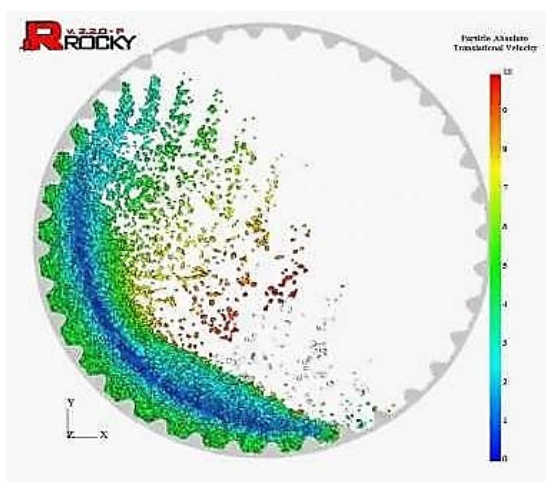


Рисунок 8. Пример моделирования мелющей загрузки в программе Rocky 2.2.3

Одно из самых новых программных обеспечений Rocky, создано около семи лет назад. Код программы основан на успешных решениях компании "Con-veyorDynamics, Inc." (начиная с 1995 г.) [5]. Однако старый код не имел пользовательского интерфейса.

Сегодня программным обеспечением Rocky занимается компания "Granular Dynamics International, LLC" в партнерстве с "Engineering Simulation and Scientific Software Company (ESSC)". На рисунке 8 представлен пример моделирования мелющей загрузки в программе Rocky 2.2.3.

Выводы

Таким образом, проанализировав отечественную и зарубежную литературу по моделированию процессов разрушения горных пород при тонком и сверхтонком измельчении минерального сырья, можно выделить следующие тенденции в исследованиях процессов, протекающих в помольных камерах барабанных мельниц:

1. Энергоэффективность измельчения:

- измельчение является энергоёмким процессом, особенно при тонком и сверхтонком измельчении;
- тенденция увеличения размеров барабанных мельниц привела к росту энергозатрат, что ставит под угрозу экономическую целесообразность процесса.

2. Динамика мелющей загрузки:

- динамика мелющих тел существенно влияет на эффективность измельчения и энергопотребление;
- выделяется несколько режимов движения мелющей загрузки: каскадный, водопадный, смешанный и самофутеровка;
- понимание и контроль динамики загрузки являются ключом к оптимизации процесса измельчения.

3. Новые технологии и решения:

- учёные и инженеры активно работают над созданием новых технологий и решений для повышения энергоэффективности измельчения;
- исследовались такие решения, как использование внутренних перегородок, вибрационных мельниц и аспирационных устройств.

4. Компьютерное моделирование и численные методы:

- в последние годы компьютерное моделирование и численные методы приобрели особую популярность в исследовании движения мелющей загрузки;
- эти методы позволяют изучать динамику загрузки с учётом различных параметров и факторов;
- метод конечных элементов особенно эффективен для моделирования взаимодействия мелющих тел в трёхмерной постановке.

В целом, исследование движения мелющей загрузки в барабанных мельницах является сложным и многогранным, требующим дальнейших исследований и практических разработок для повышения энергоэффективности процесса измельчения горных пород [6].

Список использованных источников

1. Белоглазов И. И., Сабинин Д. С., Николаев М. Ю. Моделирование процесса дезинтеграции в шаровых мельницах барабанного типа с использованием метода

- дискретных элементов // ГИАБ. — 2022. №6–2. — С. 268—282.
2. Zhukovskiy Yu.L., Korolev N.A., Mal'kova Ya.M. Monitoring of grinding condition in drum mills based on resulting shaft torque. Journal of Mining Institute. 2022. Vol. 256. p.686-700.
 3. Rajamani, R.K. Simulation of charge motion in ball mills. Part 1: experimental verifications / R.K. Rajamani, B.K. Mishra, Int. J. Miner. Process. 40 – 1994.
 4. Morrell S. Centrifugal mill charge motions and power draw: comparison of DEM predictions with experiment / P.W. Cleary, D. Hoyer. Int. J. Miner. Process. 59 (2) –2000.
 5. RockyDiscreteElementMethodPackage [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://rocky-dem.com/images/pdf/Rocky_DEMP.pdf. – (Дата обращения: 02.05.2024).
 6. Хахалев П.А. совершенствование конструкции ступенчатой футеровки и исследование процесса измельчения в шаровой барабанной мельнице. / Дисс. Канд. Техн. Наук., Белгород, 2017, 192 с.
-

Modern trends in the scientific substantiation of modeling the processes of rock destruction during fine and ultrafine grinding of mineral raw materials

Dmitrak Y.V.

Grinding, as a technological stage of mineral processing and ore preparation, is one of the most energy-intensive processes in the mining industry. The volume of concentrate production at modern mining and processing plants is constantly increasing, because of which the standard sizes of the equipment used for grinding are growing. Electricity consumption increases non-linearly with the increase in the size of mills, which negatively affects the cost of finished products. The article shows current trends in modeling the processes of rock destruction during fine and ultrafine grinding of mineral raw materials.

НИЗКОТЕМПЕРАТУРНАЯ АТМОСФЕРНАЯ ПЛАЗМА В ПРОЦЕССАХ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РУД ЦВЕТНЫХ И ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

И.Ж. Бунин

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: bunin_i@mail.ru

Представлен обзор наиболее значимых результатов, полученных к данному времени в области применения низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда в воздухе при нормальных условиях в процессах обогащения полезных ископаемых.

Низкотемпературная («холодная» с температурой $T \leq 10^5$ К), слабоионизованная, сильно неравновесная плазма, создаваемая при атмосферном давлении (нормальные условия при поверке средств измерений: давление 101,325 кПа, температура +20°C, влажность 60%; ГОСТ 8.395-80) в газах разного состава и непосредственно в атмосферном воздухе, рассматривается как весьма перспективный объект в физике плазмы, с помощью которого можно решать многие научные и практические задачи [1, 2].

Температура тяжелой компоненты низкотемпературной плазмы (ионы,

нейтральные частицы), как правило, не превышает нескольких сотен градусов Цельсия, а, например, в случае иницирующей плазмы барьерного разряда в воздухе — близка к комнатной температуре.

Низкотемпературная плазма (НТП) характеризуется низкой степенью ионизации ($\alpha = n/N \ll 1$, где n и N — отношение числа (плотности) ионизованных (заряженных) частиц к общему числу частиц); на один электрон приходится $\sim 10^8$ нейтральных атомов или молекул газа при атмосферном давлении. Средние температуры электронов в неравновесной холодной плазме могут достигать нескольких электрон-вольт ($\geq 11600^\circ\text{K}$), что в 100 раз превышает температуру ионов, атомов и молекул плазмообразующего газа. «Перегретые» электроны способны возбуждать и вызывать диссоциацию нейтральных частиц (например, молекул O_2 и H_2O), что важно с практической точки зрения для генерации в плазмообразующем газе интенсивного УФ-, мягкого рентгеновского излучений и создания высокой концентрации химически активных частиц (O_3 , синглетного кислорода $\text{O}_2(a^1\Delta_g)$, H_2O_2 и OH) при сравнительно малых энергозатратах [2–4]. Химически активная плазма позволяет эффективно осуществлять селективные химические реакции с крайне высокой скоростью [3, 4] и рассматривается в качестве наиболее точного, технологичного и безопасного инструмента для модификации состава, структуры и свойств поверхности (возможно, в ряде случаев и объемных свойств [5]) различных материалов [5, 6], в том числе геоматериалов (минералов, горных пород и руд) [7–9].

В [10] впервые высказана идея практического применения низкотемпературной плазмы (наряду с другими видами ионизирующих излучений [11, 12]) для направленного изменения технологических свойств минералов, обеспечивающего контрастность, и как следствие, селективность их разделения. Однородные (диффузные) разряды при атмосферном давлении являются эффективными источниками НТП для плазменной модификации поверхностей твердых тел, особенно в случае обработки мелкодисперсных частиц порошковых материалов.

Диэлектрический барьерный разряд (ДБР) — импульсно-периодический электрический разряд в газе, где один или оба электрода изолированы от плазмы диэлектриками, а характерные размеры электродов существенно превышают величину межэлектродного промежутка [2, 13, 14], находит широкое практическое применение для синтеза озона, очистки воздуха, разложения загрязняющих веществ, в биомедицине, методах плазменного («сухого») травления, управления высокоскоростными потоками воздуха, технологиях формирования поверхностных слоёв и направленного изменения физико-химических свойств материалов и во многих других областях. ДБР может иметь две формы горения разряда, а именно: диффузную, в которой свечение плазмы однородно заполняет практически весь объём межэлектродного промежутка, что способствует равномерному воздействию химически-активных компонентов плазмы на поверхность частиц дисперсной среды, и филаментарную (контрагирующую) форму, в которой барьерный разряд состоит из

множества узких каналов (микроразрядов – тонких токовых нитей или филаментов с характерным поперечным размером $\sim 0.1\text{--}1$ мм, временем развития $5\text{--}100$ нс и скоростью распространения стримера $\sim 10^8$ см/с; ток каждого микроразряда ~ 0.3 А [2, 15].

Выделяемая в межэлектродном промежутке барьерного разряда усредненная удельная мощность джоулева нагрева (джоулева мощность) при частоте иницирующего разряд переменного напряжения $f \cong 50$ Гц составляет $1\text{--}3$ Вт/см³; приведенная к 1 см² поверхности электродов плотность мощности барьерного разряда $\sim 0.1\text{--}1$ Вт/см²; скорость прокачки обрабатываемого газа через щель барьерного разряда (производительность) $\sim 0.1\text{--}1.0$ м/с [2]. Увеличение мощности и производительности установок для генерации плазмы на основе ДБР возможно за счет повышения частоты переменного напряжения и диэлектрической проницаемости материала барьера, а также использование высоковольтного диффузного разряда атмосферного давления в импульсно-периодическом режиме. При помещении тонкой металлической проволочной сетки между диэлектриком и металлическим электродом в [16] впервые получен диффузный разряд в различных газах при $f \cong 50$ Гц и напряжении пробоя в 1.25 раза меньше, чем в случае пробоя при использовании обычных плоских электродов. Эффект снижения напряжения пробоя воздушного промежутка при использовании сеточных электродов, по всей видимости, обусловлено усилением электрического поля над диэлектрическими слоями, вызванным неоднородностями сеточного электрода [2, 16].

В докладе предпринята попытка краткого анализа физических и физико-химических процессов в слабоионизованной неравновесной НТП, создаваемой в газах при атмосферном давлении, методов и технических устройств для создания НТП в воздухе, а также некоторых методов теоретического моделирования НТП. Представлен обзор наиболее значимых результатов, полученных к данному времени в области применения НТП – ДБР в процессах обогащения полезных ископаемых, а именно: в процессе электростатической сепарации сложных смесей различных материалов [17] и во вспомогательных операциях предварительной плазменной обработки минералов, способствующих созданию оптимальных условий для увеличения контрастности физико-химических свойств полупроводниковых рудных минералов (сульфидов, оксидов), повышения эффективности флотации минералов редких металлов, селективности флотационного разделения целевых и породообразующих минералов с близкими технологическими свойствами [7, 18, 19].

Список использованных источников

1. Франк-Каменецкий Д.А. Плазма - четвертое состояние вещества. М.: Атомиздат, 1968. 160 с.
2. Акишев Ю.С. Низкотемпературная плазма при атмосферном давлении и ее возможности для приложений // Изв. вузов. Химия и хим. технология. 2019. Т. 62. № 8. С. 26 – 60.
3. Русанов В.Д., Фридман А.А., Шолин Г.В. Физика химически активной плазмы с

- неравновесным колебательным возбуждением молекул //УФН. 1981. Т. 134. № 2. С. 185-235.
4. Бобкова Е.С., Ходор Я.В., Корнилова О.Н. и др. Химический состав плазмы диэлектрического барьерного разряда атмосферного давления с жидким электродом // Теплофизика высоких температур. 2014. Т. 52. № 4. С. 535 – 542.
 5. Спичкин Г.Л. и др. Модификация поверхности материалов обработкой в плазме низкотемпературного объемного разряда // Цветные металлы. 2009. №12. С. 61 – 66.
 6. Рыбкин В.В. Низкотемпературная плазма как инструмент модификации поверхности полимерных материалов// СОЖ. 2000. Т. 6. № 3. С. 58 – 63.
 7. Бадеников А.В., Бадеников В.Я. Энергетические воздействия на компоненты флотации. М.: Изд-во МГГУ, Горная книга, 2010. 358 с.
 8. Дмитриев С.В., Григорьев И.В. Перспективы использования диэлектрического барьерного разряда при электростатической сепарации // Обогащение руд. 2018. №4. С. 34 – 37.
 9. Бунин И.Ж., Чантурия В.А., Рязанцева М.В. и др. Изменение морфологии поверхности, микротвердости и физико-химических свойств природных минералов при воздействии диэлектрического барьерного разряда // Изв. РАН. Сер. физическая. 2020. Т 84. № 9. С. 1355 – 1358.
 10. Чантурия В.А., Трофимов Э.А., Пантелеев А.И. и др. Изменение фазового состава и магнитных свойств железосодержащих минералов в процессе электрохимического выщелачивания и окисления в щелочной среде // Энергетические воздействия в процессах переработки минерального сырья. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1987. С. 50 – 60.
 11. Плаксин И.Н., Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А. и др. О влиянии ионизирующих излучений на флотационные свойства некоторых минералов // И.Н. Плаксин. Избранные труды. Обогащение полезных ископаемых. – М.: Наука, 1970. С. 292 – 300 с.
 12. Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А., Якушкин В.П. Влияние ионизирующих излучений на процесс флотации – М.: Наука, 1971. 58 с.
 13. Малашин М.В., Мошкунов С.И., Хомич В.Ю. и др. О возможности получения объемного диэлектрического барьерного разряда в воздухе при атмосферном давлении // Письма в ЖТФ. 2013. Т. 39. № 5. С. 48 – 53.
 14. Автаева С.В. Барьерный разряд. Исследование и применение. –LAPLambert, Germany, 2011. 193 с.
 15. Ренев М.Е., Сафронова Ю.Ф., Стишков Ю.К. Особенности структуры диффузного барьерного разряда // Теплофизика высоких температур. 2021. Т. 59. № 1. С. 31 – 40.
 16. Okazaki S., Kogoma M., Uehara M. et al. Appearance of stable glow discharge in air, argon, oxygen and nitrogen at atmospheric pressure using a 50 Hz source // J. Phys. D.: Appl. Phys. 1993. V. 26. P.889 – 892.
 17. Дмитриев С.В., Григорьев И.В. Перспективы использования диэлектрического барьерного разряда при электростатической сепарации // Обогащение руд. 2018. №4. С. 34-37.
 18. Chanturiya V.A., Bunin I.Zh., Ryazantseva M.V. et al. Effect of high-power electromagnetic pulses and dielectric barrier discharge on physicochemical and flotation properties of perovskite // Eurasian Mining. 2022. V. 37. № 1. С. 45 – 51.
 19. Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В. Влияние низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда на физико-химические и технологические свойства природных сульфидов железа // ФТПРПИ. 2023. № 4. С. 110 – 117.
-

Low-temperature atmospheric plasma in the processes of complex processing of non-ferrous and ferrous metal ores

Bunin I.Zh.

The report provides a brief overview of the main results obtained to date in the field of application of low-temperature plasma from a dielectric barrier discharge in air under normal conditions in mineral processing processes.

**ПЕРОВСКИТОВЫЙ КОНЦЕНТРАТ АФРИКАНДСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ:
ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ**

***А.И. Николаев¹, Л.Г. Герасимова¹, А.Г. Артеменков¹, П.А. Лодыгина¹,
Н.В. Мудрук¹, А.А. Вошкин², А.Д. Тренин³***

¹ Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: a.nikolaev@ksc.ru*

² Институт общей и неорганической химии им. Н.С. Курнакова РАН (ИОНХ РАН), Москва, Российская Федерация

³ АО «Аркминерал-ресурс», Москва, Российская Федерация

Перовскитовый концентрат относится к нетрадиционному титано-редкометалльному сырью. Рассмотрены имеющиеся потенциальные технологии его переработки с получением дефицитной в России продукции для ускорения экономического развития страны. Наличие разработанных технологий и необходимой инфраструктуры для освоения месторождения свидетельствуют о его перспективности.

Сегодня разве что самые ленивые не говорят о необходимости ускорения импортозамещения, в том числе современных материалов, содержавших стратегические металлы (Ti, PZM, Nb, Ta и др.) и обеспечивающих оборонную, экономическую и технологическую независимость страны в условиях жесткой блокады со стороны коллективного Запада. Часто мы слышим от наших руководителей об открывшемся «окне» возможностей для нашей науки и промышленности. За словами должны следовать конкретные дела по осуществлению планов преобразования страны, а они опаздывают. В Советском Союзе мы жили по пятилетним планам, которые формировались Госпланом СССР в интересах государства и контролировались руководством КПСС.

Парадокс отечественного титанового сырья заключается в том, что Россия, занимая второе место в мире по запасам после Китая, фактически не разрабатывает ни одного месторождения кроме лопаритового, находящегося на территории Кольского полуострова. Масштабы добычи лопаритового концентрата в пересчете на титан составляют менее 4 тыс./год, что на порядок ниже минимальной потребности страны в металлическом титане и его соединениях. При этом в России имеются и другие

месторождения титанового и титано-редкометалльного сырья. Наиболее крупные запасы нетрадиционного титанового сырья (лопарит, перовскит, титаномагнетит) разведаны на Кольском полуострове. В данном сообщении мы рассматриваем проблемы и перспективы использования перовскитового концентрата из перовскит-титаномагнетитовых руд Африкандского месторождения (Мурманская область). Наиболее ценным минералом руд, безусловно, является перовскит. Обоганительные схемы переработки руд отработаны в организациях МЕХАНОБР и Горный институт КФ АН СССР. Ниже приведен состав перовскитового концентрата (мас.%): TiO_2 - 48-52, CaO - 34.5- 36.3, Ln_2O_3 - 3.3-4.6, ThO_2 - 0.06-0.17, Nb_2O_5 - 0.9-1.1, Ta_2O_5 - 0.04-0.06, MgO - 0.15-0.23, Al_2O_3 - 0.6-1.3, Fe_2O_3 - 3.2-3.6, SiO_2 - 3.7-4.7, Na_2O - 0.4-0.6, K_2O до 0.3.

Общие запасы руд в Африкандском месторождении, подтвержденные в 2022 г., составляют 626.2 млн.т (TiO_2 - 52.2 млн. т, Nb_2O_5 382 тыс.т). Месторождение располагает необходимой инфраструктурой для его разработки, наличием разработанных технологических схем обогащения руды и переработки концентратов, энергетических мощностей, железнодорожной станции. Но при этом в перовските содержится 0.08-0.12% ThO_2 и примерно 0.015% урана. Наличие даже таких малых количеств примесей радионуклидов (по сравнению с традиционными редкометалльными минералами - моноцит, пирохлор, колумбит, танталит) является фактором, требующим дополнительного учета.

Первая попытка реализовать пирометаллургическую технологию производства из перовскита ферротитана на Ключевском заводе ферросплавов (Урал) в сороковые годы XX столетия подтвердила возможность получения кондиционного продукта. В промышленном масштабе шлак, в который переходили радионуклиды тория и урана, разрушали с помощью пескоструйных аппаратов, что приводило к загрязнению радионуклидами воздушной среды в цехе. Отсутствие в то время других эффективных и не пылящих методов разрушения шлаковой корки (например, электроимпульсных, освоенных в настоящее время) послужило причиной отказа от использования перовскита.

Один из вариантов, разработанной в ИХТРЭМС КФ АН СССР (ныне ФИЦ КНЦ РАН) гидрометаллургической технологии с азотнокислотным разложением перовскитового концентрата, прошел успешную опытно-промышленную проверку в восьмидесятые годы прошлого столетия. на Приднестровском химическом заводе в Днепродзержинске (Украина). Основными продуктами, которые предполагались получать, были пигментный диоксид титана, соединения РЗЭ, ниобия, тантала и азотные удобрения. Однако разработка не имела продолжения в силу определенных планов предприятия, утвержденных Госпланом СССР и направленных на переработку Хибинского апатитового концентрата с получением минеральных удобрений.

Неиспользуемое в течение нескольких десятилетий Африкандское месторождение стало причиной исключения его из реестра балансовых запасов сырья страны. В 2020 г. фирма АО «Аркминерал-ресурс» выиграла аукцион на право геологического изучения,

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

разведки, добычи и переработки руд на центральном участке Африкандского месторождения, наиболее перспективном для получения титана и редких металлов.

При производительности ~ 1 млн.т/год руды будет получен перовскитовый концентрат – 190 тыс.т/год, основными продуктами переработки которого являются (тыс.т/год) : пигментный TiO_2 90, карбонаты РЗЭ (в пересчете на Ln_2O_3 - 2.25, Nb_2O_5 - 0.9, Ta_2O_5 - 0.027).

Ввод месторождения в эксплуатацию экономически целесообразен. На рисунке приведен вариант схемы, положенный в основу нового производства. Схема позволяет снизить экологическую нагрузку за счет извлечения тория в отдельный продукт, подлежащий захоронению. Реализация технологии основана на инновационных приемах, выполненных в ИХТРЭМС КНЦ РАН и ИОНХ РАН. В частности, по вновь разработанному способу отделения ниобия и тантала от титана из сернокислых растворов с использованием бинарной экстракции смесью катионо- и анионообменного экстрагентов, а также по экстракционному выделению РЗЭ из азотнокислых сред в виде концентратов.

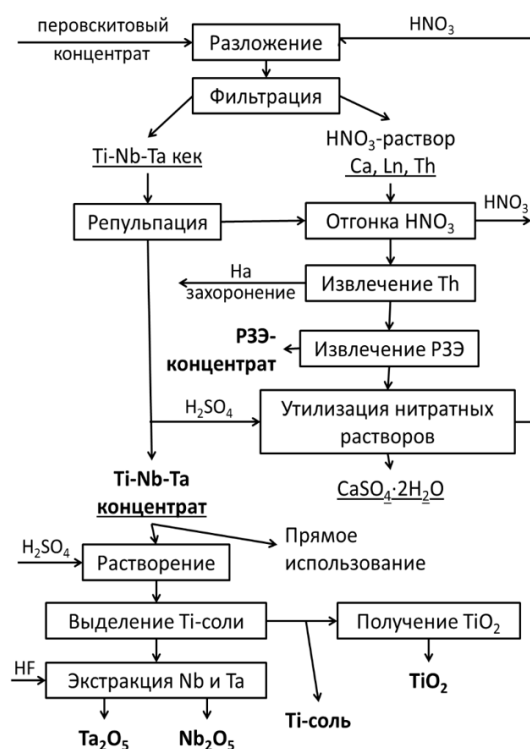


Рисунок. Азотнокислотная схема переработки перовскитового концентрата

В докладе приводятся обоснования рекомендуемых условий проведения процесса, обсуждается необходимость регулирования номенклатуры конечных продуктов с учетом реального их спроса и экономической целесообразности. Отсутствие модельной и опытно-промышленной установок для испытания технологической схемы в непрерывном режиме является фактором, сдерживающим сроки внедрения разработанной технологии.

**Perovskite concentrate of the Afrikandskoye deposit: problems and prospects
of processing**

**Nikolaev A.I., Gerasimova L.G., Artemenkov A.G., Lodygina P.A., Mudruk N.V.,
Voshkun A.A., Trenin A.D.**

Perovskite concentrate is a non-traditional titanium-rare-metal raw material. The available potential technologies for its processing with the production of products that are scarce in Russia to accelerate economic development are considered. The availability of developed technologies and the necessary infrastructure for the development of the deposit indicate its prospects.

**ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА
КОМПЛЕКСНЫХ ОЛОВЯННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

Е.М. Дорошенко¹, А.В. Рассказова^{1,2}

¹ Тихоокеанский государственный университет (ТОГУ), г. Хабаровск,
Российская Федерация, e-mail: dorekami@yandex.ru

² Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН
(ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация

Оловянные руды, перерабатываемые на ГОКе «Солнечный», являются труднообогатимыми за счёт тонкой вкрапленности касситерита, схожими физическими свойствами с арсенопиритом и их взаимного нахождения в сростках. Многостадийная схема обогащения не позволяет достичь качественного результата разделения этих минералов. Перспективным методом доводки получаемых концентратов является гидрометаллургическое выщелачивание.

При работе с труднообогатимыми рудами помимо задачи повышения извлечения основного ценного компонента актуальным является вопрос снижения содержания вредных примесей в конечных продуктах обогащения. Комплексное использование минерального сырья предусматривает извлечение попутных ценных компонентов наряду с основным. Коренные оловорудные месторождения по минералогическому составу можно подразделить на месторождения пегматитовые, кварцево-касситеритовые, сульфидно-касситеритовые. Руды месторождения Солнечное и Депутатское относятся к олово-силикатному типу, турмалиновому подтипу.

Рядом исследователей в основу классификации по обогатимости коренных оловянных руд положен размер вкрапленности. Тонковкрапленные руды относятся к категориям от труднообогатимых до чрезвычайно труднообогатимых. Именно тонкой вкрапленностью и большим количеством сульфидных минералов характеризуются руды месторождений Правоурмийское, Депутатское, Фестивальное и Солнечное. Также в основу классификации обогатимости руд могут быть положены физические свойства минералов, слагающих руду и выделены следующие технологические группы: гравииобогатимые, флотационно обогатимые и руды, требующие комбинированных методов обогащения.

Кроме того, по размерам и форме рудных тел, изменчивости их мощности, внутреннего строения и особенностям распределения олова месторождения оловянных руд Правоурмийское, Депутатское, Фестивальное и Солнечное соответствуют сложному геологическому строению с рудными телами, представленными крупными, преимущественно линейными штокверками и минерализованными зонами сложной формы с неравномерным распределением олова [1].

Данное исследование ориентировано на оловянные упорные руды и для примера был выбран комплексный оловянный концентрат ГОКа Солнечный, в котором касситерит находится в тонкой вкрапленности, в частности, с сульфидными минералами. Одним из сульфидных минералов, содержащихся в рудах, Солнечной обогатительной фабрики, является арсенопирит, мышьяксодержащий сульфид.

Мышьяк является элементом, содержание которого регламентируется техническими условиями. Одной из проблем, существующих на комбинате «Солнечный», является высокое содержание мышьяка в товарных концентратах. Конечный товарный продукт имеет примесь мышьяка, достигающую ~4,7%, этот показатель является самым большим по допустимой концентрации примесей мышьяка для оловянных концентратов, равной не более 5% для марок КОЗ-1 и КОЗ-2 (ГОСТ Р 59138-2020).

Солнечный горно-обогатительный комбинат – предприятие по добыче и обогащению руд цветных металлов. В частности, основными металлами, добываемые на данной фабрике на сегодняшний день являются олово и медь.

Также, стоит отметить, что «Солнечный» является старейшим горно-обогатительным комбинатом в России, выпускающий продукцию с 1963 года. В его запасах по степени изученности содержатся такие элементы как олово (48,687 тыс. т (среднее содержание 0,202%), медь (110,8 тыс. т (среднее содержание 0,46%), вольфрам (9,565 тыс. т (среднее содержание 0,04%), цинк (22,526 тыс. т (среднее содержание 0,094%), свинец (29,585 тыс. т (среднее содержание 0,123%), серебро (295,7 тонн (среднее содержание 1,227г/т), висмут (7,2 тыс. т (среднее содержание 0,03%), мышьяк (151,6 тыс. т (среднее содержание 0,629%). [2,3]

В природном касситерите содержится 5-6% железа, до 9% пятиоксида тантала и ниобия, десятые, сотые и тысячные доли процента Ti, Mn, In, Pb, Si, Al, Mg, B, V, Cr, Ni, Co, Cu, Zn, Ca, As, Sb, Sr, K, Mo, Bi, Cd, Hf и Pt. Количество и характер примесей в касситерите зависят от сопутствующих минералов [4]. Примеси изменяют физико-механические и флотационные свойства касситерита.

Многостадийная схема обогатительной фабрики Солнечная, включающая процессы гравитационного обогащения, флотогравитацию и флотационное отделение сульфидов, не обеспечивает в полной мере глубокое разделение касситерита и примесных минералов. Альтернативным методом доводки оловянных концентратов является гидрометаллургический способ.

Химическое выщелачивание вредных примесей, таких как сурьма, висмут, свинец и железо способно существенно повысить качество итогового продукта.

Выщелачивание применяют в случаях невозможности отделения вредных примесей способами обогащения.

Касситерит является исключительно химически стойким минералом, не переходящим в растворимое состояние даже в жестких условиях. Примесные минералы, не обладающие такой устойчивостью, под действием растворителей переходят в раствор.

Полагаем, что эффективным является разложение арсенопирита с растворами серной и азотной кислот с оптимизацией их концентрации. Также необходимо исследовать окислители, способствующие более эффективному растворению примесных минералов, в частности, трёхвалентного железа с оптимизацией их состава и концентрации.

Исследование проводилось при финансовой поддержке Министерства науки и образования Российской Федерации в рамках ГЗ № FEME-2024-0006 «Теоретическое и технологическое обоснование активационных воздействий в обогатительных и гидрометаллургических процессах переработки поликомпонентного минерального сырья».

Список использованных источников

1. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Оловянные руды. https://www.gkz-rf.ru/sites/default/files/docs/tpi_olovyannye_rudy.doc
 2. Приложение 1 к приказу Департамента по недропользованию по Дальневосточному федеральному округу от 16 декабря 2013 г. № 207;
 3. Государственный Баланс запасов Полезных ископаемых Российской Федерации на 1 января 2021 года. Выпуск 11: Медь. // ФГБУ «Росгеолфонд», 2021
 4. Полькин С.И. Лаптев С.Ф. Обогащение оловянных руд и россыпей. М.: Недра, 1974, 480 с.
 5. ГЗ № FEME-2024-0006 Теоретическое и технологическое обоснование активационных воздействий в обогатительных и гидрометаллургических процессах переработки поликомпонентного минерального сырья
-

Promising areas for improving the quality of complex tin concentrates

Doroshenko E.M., Rasskazova A.V.

Tin ores processed at the Solnechny mining and processing plant are difficult to enrich due to the fine inclusions of cassiterite, similar physical properties to arsenopyrite and their mutual location in the accretions. The multi-stage enrichment scheme does not allow achieving a high-quality result of separation of these minerals. Hydrometallurgical leaching is a promising method of refining the obtained concentrates.

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ СЫННЫРИТА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СОЛЕЙ КАЛИЯ*

И.Г. Антропова, А.Д. Будаева, П.А. Гуляшинов, Д.П. Хомоксонова

Байкальский институт природопользования Сибирского отделения
РАН (БИП СО РАН), г. Улан-Удэ, Российская Федерация, e-mail: inan@binm.ru

Усовершенствован способ получения сульфата калия из сыннырита, основанный на использовании на стадии термохимического активирования исходной руды наряду с сульфатом кальция в качестве сырьевой добавки - магнезита, позволяющий извлечь калий из спеков водным выщелачиванием, увеличить выход полезного продукта (K_2SO_4) и минимизировать количество выделяющегося сернистого газа. Повышение эффективности переработки сыннырита достигнуто за счет оптимизации технологических параметров процесса спекания.

Новым и перспективным видом комплексного сырья для производства калийных удобрений и глинозема являются сынныриты. Они были обнаружены в Сыннырском и Сакунском массивах (Восточная Сибирь) нефелиновых сиенитов в начале 60-х годов прошлого столетия. Сынныриты - алюмосиликатные породы по содержанию полезного компонента K_2O (18-23%) более богатые в сравнении с калиевыми полевыми шпатами (11-14% K_2O), рассматриваемыми также в качестве источника получения калийных удобрений. Вследствие того, что основное количество калия и алюминия в сыннырите (более 65%) находится в калиевом полевом шпате, одним из важных этапов в технологии глубокой переработки сыннырита является предварительная активация с использованием термохимических или автоклавных методов для получения растворимых минеральных форм. К недостаткам известных способов комплексной переработки сыннырита с получением сульфата калия следует отнести то, что технологии переработки активированных сынныритов концентрированными растворами серной кислоты являются чрезмерно трудоемкими, дорогостоящими, т.е. не находят практического применения.

В данной работе приводятся результаты по глубокой переработке сыннырита с получением ценного агрохимического продукта - сульфата калия. Сущность способа переработки сыннырита на сульфат калия состоит в том, что исходное сырье смешивают с гипсосодержащей добавкой (сульфатом кальция или фосфогипсом) и магнезитом, и спекают при температуре 1000-1050°C. При спекании происходит образование сульфата калия и кальция – кальциевого лангбейнита $K_2Ca_2(SO_4)_3$ и нерастворимых в воде кальций- и магнийсодержащих кремнистых соединений

* Работа выполнена в составе договора № УСЛ06955 с АО «Аммоний» (РТ, г. Менделеевск).

(форстерит Mg_2SiO_4 , анортит $CaAl_2Si_2O_8$, диопсид $CaMgSi_2O_6$). В процессе водного выщелачивания калий переходит из активированного сыннырита в раствор, а в осадок наряду с кремнистыми соединениями выпадает бассанит $CaSO_4 \cdot 0,5H_2O$. Далее раствор сульфата калия упаривают с получением кристаллического сульфата калия в качестве готового продукта.

Повышение эффективности переработки сыннырита достигнуто за счет оптимизации технологических параметров процесса спекания с сульфатом кальция и карбонатом магния. В отличие от уровня техники (статья Lü Li, Chun Li и др., 2018) за счет использования более реакционно активного (из-за присутствия кальсилита в руде) и богатого по содержанию калия сырья, а также уменьшения количества добавок достигнуто увеличение выхода сульфата калия. В этих условиях извлечение калия составляет 82-84%, а степень разложения сульфата кальция при спекании с магнезитом понизилась с 40% до 1-8%. Из-за образования в интервале температур 1000-1050°C анортита $CaAl_2Si_2O_8$ (оксид кальция связывается с 2 молекулами оксида кремния) достигнуто уменьшение расхода магнезита.

Определен химический состав сульфата калия, полученного из активированного сыннырита со щелочноземельными добавками: массовая доля K_2O 50%, серы 18%, массовая доля кальция CaO 1,1%.

Взамен сульфата кальция может применяться отход в виде фосфогипса $CaSO_4 \cdot 2H_2O$. Отходы в виде фосфогипса являются долговременным источником загрязнения окружающей среды. Использование фосфогипсовых отходов производства ортофосфорной кислоты из фосфатных руд в качестве добавок в процессе спекания с сынныритом решает задачу их утилизации и комплексной переработки.

Development of technology for deep processing of synnyrit to obtain potassium salts

Antropova I.G., Budaeva A.D., Gulyashinov P.A., Khomoksonova D.P.

The method of potassium sulfate preparation from synnyrite has been improved. It is based on the use of the original ore at the stage of thermochemical activation along with calcium sulfate as a raw material additive - magnesite, which makes it possible to extract potassium from cakes by water leaching, as well as increasing the yield of the useful product (K_2SO_4) and minimize the amount of released sulfur dioxide. Increasing the efficiency of synnyrite processing was achieved by optimizing the technological parameters of the sintering process.

УГЛЕРОДИСТОЕ ВЕЩЕСТВО – ОСНОВНЫЕ ПРОБЛЕМЫ И РЕАГЕНТНЫЕ РЕЖИМЫ ФЛОТАЦИИ*

В.А. Игнаткина, А.Р. Ергешев, А.А. Каюмов, Н.Д. Ергешева, М.А. Шапкина

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (НИТУ МИСИС),
Москва, Российская Федерация, e-mail: woda@mail.ru

Изучены состав и свойства многофазного углеродистого материала (УМ) из разных промышленных типов руд, а также монофазных образцов углей и графита. Установлена возможность идентификации УМ из руд с применением ИК спектроскопии. Выполнены исследования кинетики флотации образцов фракции -100 +44 мкм при разных реагентных режимах, включая депрессор. Рекомендовано извлечение углеродистого материала флотацией аполярным собирателем при грубом помоле руды.

Углеродистое вещество или углеродистый материал в разных типах промышленных руд является причиной труднообогатимости руд и упорности золотосодержащих руд к цианированию. Информация по составу углеродистого материала в рудах многообразна – остатки угля, графита, наличие аморфного углерода (в том числе битума, керогена), гуминовых кислот. Поэтому задача достоверности аналитического контроля за содержанием органического углерода ($C_{орг.}$) является актуальной. Результаты исследований вещественного состава, обогатимости проб руды разных промышленных типов, содержащих углеродистый материал, показали, что методика ГОСТ 13455-91[1] занижает результаты по углероду, а нетрадиционные методики, такие как минерализация углеродсодержащего материала [2-3], так же имеют ограничения. Разница в несколько раз, до 10 может достигать между результатами с применением разных аналитических методов. Результаты, полученные с применением нетрадиционных методик контроля УМ, лучше согласуются с технологическими результатами флотации.

Наши исследования образцов УМ, выделенного из разных промышленных типов руд (литиевая слюдяная руда, полиметаллическая сульфидная руда, золотосульфидная руда) выявили следующие общие признаки УМ – значительную удельную поверхность (порядка $10 \text{ м}^2/\text{г}$); одинаковые характеристические полосы колебаний связей в области ИК спектра $1600-450 \text{ см}^{-1}$; отличный примесный состав поверхности, определенный РФЭС, от элементного состава образцов и их золы с применением стандартных методов аналитического контроля, прежде всего по концентрации углерода и кислорода. Для углеродистого материала из руд характерна многофазность минерального состава. На рисунке приведены ИК спектры УМ из разных типов руд (рисунок).

* Данное исследование финансируется Комитетом науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан (Грант No. AP19680419)

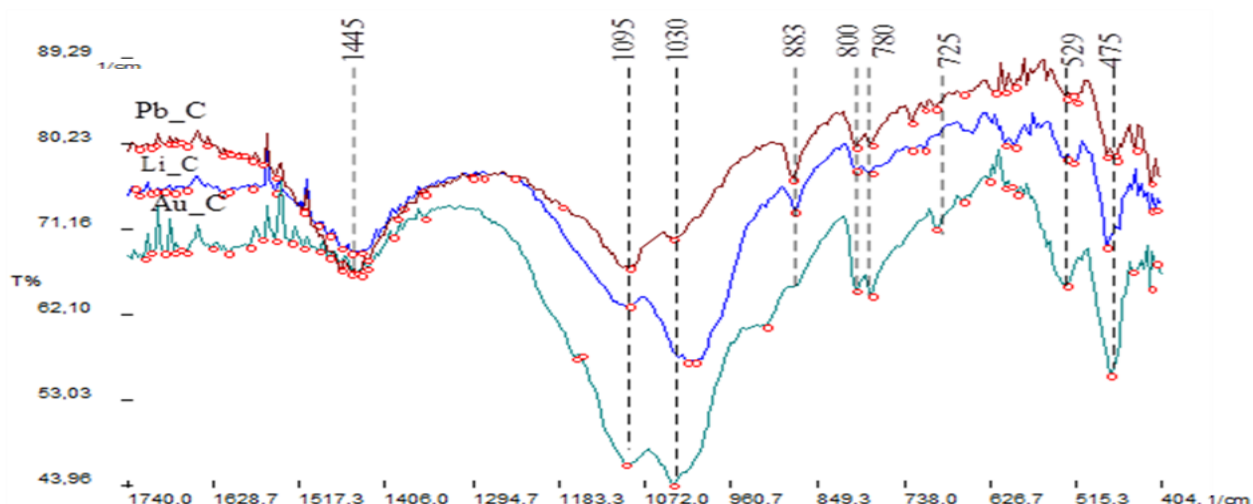


Рисунок. ИК спектры УМ, выделенного из разных типов руд

Сильная полоса с минимумом пропускания при 1445 см^{-1} относится к валентным колебаниям С-О (ν_{CO}); сильная полоса с минимумами при 1095 и 1030 см^{-1} относятся к валентным колебаниям связи Si-O; полосы при 883 см^{-1} , дуплет при 800 и 780 , 725 , 529 и 475 см^{-1} относятся к деформационным и внеплоскостным колебаниям связи X-O, где в качестве X может выступать Si, C и другие элементы, входящие в состав углеродистого образца.

Характеристические полосы на ИК спектрах на приведенном рисунке согласуются с характеристическими полосами ИК спектра золотосодержащей руды, приведенного в статье исследователей из *Queen's University, Canada*[3], которые по совокупности результатов выполненных исследований инструментальными методами определили, что углеродистый материал многокомпонентный, состоит из остатков графита и угля, а также включений кварца и доломита; тонкодисперсное, в большей степени аморфное, чем кристаллическое.

Существует два способа удаления углеродистого материала из руд – флотация аполярными собирателями или подавление при флотации производными полимеров как природного, так и синтетического происхождения.

Выполненные кинетические исследования методом пенной флотации узкой фракции крупности $-100 +41\text{ мкм}$ разных углеродсодержащих образцов: углеродистого материала, выделенного из сульфидных и несulfидной руд; монофазных образцов угля и графита, показали, что константа скорости флотации Белоглазова при введении в реагентный режим флотации депрессора углерода может как повыситься на примере древесного угля (с 0.44 до $0.69-0.5\text{ мин}^{-1}$) при росте $\epsilon_{\text{мак}}$ с 92 до $98-96\%$, так и снизиться в $2-2.4$ раза для графита (с 1.95 до $0.94-0.84\text{ мин}^{-1}$) в зависимости от концентрации лигниносulfоната (50 или 500 мг/л), но при этом остается высокое суммарное извлечение графита и угля в концентрат ($\epsilon_{\text{мак}} = 99.4-99.0\%$). Бутиловый ксантогенат в реагентном режиме флотации повышает константу скорости флотации Белоглазова и

максимальное извлечение УМ и углей, за исключением графита.

На основании выполненных экспериментальных исследований как на углеродсодержащих образцах, так и на УМ из проб руды разных промышленных типов, для удаления данной вредной примеси рекомендуется межстадиальная флотация углеродистого материала с использованием аполярного собирателя при грубом помоле руды. Тонкое измельчение (более 70% кл. -71 мкм) приводит к гомогенизации углеродистого материала в руде и к снижению технологических показателей флотации за счет уменьшения контрастности флотации разделяемых минералов; при цианировании усиливается эффект «кражи» (preg-robbing) цианидных комплексов золота.

Список использованных источников

1. ГОСТ 13455-91 (ИСО 925-97) Группа А19. Межгосударственный стандарт. Топливо твердое минеральное. Методы определения диоксида углерода карбонатов Solidmineralfuel. Methods for the determination of carbon dioxide content of the carbonates МКС 75.160.10 ОКСТУ 0309 Дата введения 1993-01-01.
 2. Руководство по анализу битумов и рассеянного органического вещества горных пород. Л.: Недра. 1966. 315 с.
 3. Сергеева А.С., Голынец О.С., Медведевских М.Ю. и др. Сопоставление методических подходов к определению органического углерода в отходах добычи, переработки и сжигания углей. Заводская лаборатория. Диагностика материалов. 2023.89(5).5-13.
 4. Lee S., Gibson C., Borschneck A. et al. (2023). Transformer oil vs. kerosene: Selective collectors for C-matter flotation from a double refractory gold ore. Minerals Engineering, 191, 107951.
-

Carbonaceous material – the main problems and reagent regimes of flotation

Ignatkina V.A., Yergeshev A.R., Kayumov A.A., Yergesheva N.D., Shapkina M.A.

The composition and properties of a multiphase carbonaceous material (CM) from various industrial types of ores and monophase samples of coals and graphite have been studied. The possibility of identification of CM from ores by IR spectroscopy has been established. Studies of the kinetics of samples flotation of the -100 +44 μ m fraction of under different reagent regimes, including a depressor have been performed. It is recommended to recovery CM by flotation with an apolar collector after rough grinding of ore.

РАСШИРЕНИЕ РЕСУРСНОЙ БАЗЫ ДЛЯ АЛЮМИНИЕВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ЗА СЧЕТ ПЕРЕРАБОТКИ НЕФЕЛИНСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА

А.В. Фомин, С.А. Алексеева, Е.В. Черноусенко, Г.В. Митрофанова

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: fomin5-49@mail.ru

Рассматриваются результаты исследований, направленных на поиск и обоснование возможных путей повышения объемов выпускаемого нефелинового концентрата из отходов обогащения руд Кольского полуострова применением различных методов разделения с целью обеспечения потребностей отечественной алюминиевой промышленности в минеральном сырье.

Дефицит разведанных запасов бокситовых руд в Российской Федерации обуславливает проблему недостаточной обеспеченности собственным минеральным сырьем для производства алюминия.

В существующих реалиях импорт зарубежных бокситов затруднен, возникают логистические сложности при его транспортировке. Известную альтернативу данному сырью составляют нефелинсодержащие руды Хибинских месторождений, переработка которых дает не менее 40% отечественного глинозема.

В данной связи задача увеличения объемов выпускаемого нефелинового концентрата на действующих предприятиях является актуальной проблемой.

Одним из направлений решения поставленной задачи является повышение эффективности цикла получения нефелинового концентрата из апатит-нефелиновых руд.

В настоящее время лишь незначительная часть хвостов апатитовой флотации используется для получения нефелинового концентрата, выпуск не превышает 1,0 млн. тонн в год.

Наметившаяся тенденция последних лет, которая заключается в вовлечении в переработку бедных руд с существенно отличающимся минеральным составом, приводит к сложностям в получении нефелинового концентрата кондиционного качества традиционными флотационными методами.

Поэтому актуальным является вопрос оценки возможности применения гравитационных методов обогащения для выделения из хвостов апатитовой флотации частиц породных минералов, имеющих определенные различия в плотности по сравнению с нефелином.

В результате проведенных технологических исследований по гравитационному разделению хвостов апатитовой флотации с использованием винтовой сепарации и концентрации на столе установлено, что процесс разделения данного сырья осуществляется за счет выделения зерен пироксенов, амфиболов, титанита, ильменита, титаномагнетита в гравитационный концентрат, а нефелина совместно с полевыми

шпатами, цеолитами и глинистыми минералами в хвосты гравитации.

Выявлено, что получение кондиционного нефелинового концентрата применением исключительно гравитационных методов затруднено, а качество получаемого чернового концентрата ограничено значениями на уровне 26% Al_2O_3 , что связано с малой разницей в плотности ценного и основной массы породообразующих минералов.

Разработаны два варианта гравитационных технологий получения чернового нефелинового концентрата, основанные на применении трех и пяти стадий винтовой сепарации на шлюзах, что позволило выделить нефелиновый концентрат, содержащий 25,2-25,8% Al_2O_3 при извлечении ценного компонента 75,8-77,9% от исходного питания.

Внедрение предварительной концентрации питания нефелинового передела ресурсосберегающими гравитационными методами обеспечит повышение качества питания нефелиновой флотации при одновременном сокращении ее фронта, что будет способствовать стабильному получению кондиционного нефелинового концентрата из бедного труднообогатимого минерального сырья.

Другим потенциальным источником сырья для алюминиевой промышленности могут выступать комплексные лопаритовые руды Кольского полуострова. В настоящее время из данных руд выделяется только основной ценный минерал – лопарит, а нефелин, несмотря на его относительно высокое содержание в отвальных хвостах, совместно с другими породными минералами выводится из процесса обогащения и складировается в хвостохранилище.

Главными минералами в хвостах обогащения являются нефелин, содержание которого достигает 65%, K-Na полевые шпаты (15%) и эгирин. В качестве основных аксессуарных минералов присутствуют лопарит, лампрофиллит, эвдиалит, апатит, рамзаит. Массовая доля лопарита составляет около 1%.

Для вовлечения в переработку отходов обогащения лопаритовой руды предложена гравитационно-магнитная технология.

Использование гравитационных методов позволяет выделить в концентрат темноцветные минералы, основное количество которых представлено лопаритом и эгирином. Содержание лопарита в данном продукте составляет 5-6% и его можно использовать для доизвлечения минерала, в том числе и путем возврата на действующее производство. В промпродукте гравитационного обогащения концентрируется до 80% глинозема. Наряду с нефелином и полевыми шпатами здесь присутствуют средне- и мелкоигольчатые раскрытые зерна эгирина, для удаления которых используется электромагнитная сепарация.

Проведенные исследования показали возможность получения из хвостов лопаритового производства нефелинового концентрата с содержанием 28% Al_2O_3 при извлечении около 86 %.

Следует отметить, что состав хвостов Ловозерского ГОКа может меняться в зависимости от участка месторождения, поступающего в переработку. В случае

увеличения доли полевых шпатов в составе сырья, качество нефелинового концентрата, получаемого по данной технологии, может опуститься до значений 25% Al_2O_3 .

Проведены исследования флотационного получения нефелинового концентрата из пробы лежалых хвостов обогащения лопаритовых руд.

Методом обратной флотации, при котором в пенном продукте концентрируются темноцветные минералы, а нефелин и полевые шпаты остаются в камерном, получен нефелиновый продукт с содержанием 27,3% Al_2O_3 .

Использование электромагнитной сепарации для доводки полученного продукта позволило получить кондиционный нефелиновый концентрат с содержанием 28,3% Al_2O_3 при извлечении около 75%.

Возможность получения кондиционного нефелинового концентрата способом обратной флотации, также как и гравитационными методами, может быть ограничена увеличением в перерабатываемых хвостах доли полевых шпатов. В этом случае для повышения качества нефелинового продукта применяется метод прямой катионной флотации в кислой среде с использованием фторсодержащих ионов.

В результате прямой катионной флотации нефелинового продукта получен нефелиновый концентрат с содержанием 29,6% Al_2O_3 при извлечении 66%.

Expansion of the resource base for the aluminum industry by processing of nepheline-containing tailings from separation plants of the Kola Peninsula

Fomin A.V., Alekseeva S.A., Chernousenko E.V., Mitrofanova G.V.

The paper presents the results of research aimed at finding and justifying possible ways to increase the volume of produced nepheline concentrate from ore enrichment waste of the Kola Peninsula using various separation methods to meet the needs of the domestic aluminum industry for mineral raw materials.

СОЗДАНИЕ НОВОГО КЛАССА ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ-МОДИФИКАТОРОВ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИХ ИЗВЛЕЧЕНИЕ СЛАБО- И АНОМАЛЬНО ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССЕ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

В.А. Чантурия¹, В.В. Морозов², Г.П. Двойченкова^{1,3}

¹ Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: dvoigp@mail.ru

² Национальный исследовательский технический университет «МИСиС» (НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация

³ Мирнинский политехнический институт филиал Северо-Восточного федерального

университета им. М.К. Аммосова (МПТИ (ф) СВФУ), г. Мирный,
Республика Саха (Якутия), Российская Федерация

Результатами опытно-промышленных испытаний установлена технологическая эффективность применения люминофорсодержащей эмульсии для модифицирования спектрально-кинетических характеристик природных алмазов в условиях действующих процессов РЛС за счет полноценного извлечения слабо- и аномально люминесцирующих кристаллов при выходе кимберлитового материала в концентрат 1,3%.

Рентгенолюминесцентная сепарация (РЛС) представляет собой основной процесс обогащения в схемах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА», принцип разделения минералов в котором основан на диагностировании сигнала рентгенолюминесценции алмазов с анализом значений их спектрально-кинетических характеристик [1, 2].

Основная причина снижения эффективности РЛС заключается в потерях кристаллов со слабой или аномальной люминесценцией [3-5], которые не извлекаются при стандартных параметрах действующих схем рентгенолюминесцентной сепарации, в связи с отсутствием центров люминесценции, либо с наличием их аномально высоких значений.

В настоящее время содержание алмазов с аномальными спектральными характеристиками в месторождениях Западной Якутии достигает в среднем 5%, что в условиях действующей технологии РЛС делает проблему их извлечения достаточно актуальной.

Для решения поставленной проблемы специалистами ИПКОН РАН под руководством академика Чантурия В.А. предложен и разработан метод обработки алмазосодержащего сырья люминофорсодержащими композициями, которые обеспечивают алмазам достижение значений спектрально-кинетических характеристик, максимально приближенных к аналогичным показателям природных кристаллов, извлекающихся РЛС в пределах параметров их настройки.

Результатами выполненных теоретических и экспериментальных исследований установлен оптимальный состав люминофорсодержащих реагентов -модификаторов типа МЛА, основанных на использовании люминофора Э-515-115-Г5, и предназначенных для универсального использования с целью коррекции спектрально-кинетических характеристик как слабо, так и аномально люминесцирующих алмазов.

Цель настоящей работы заключалась в экспериментальном обосновании технологической эффективности применения люминофорсодержащего реагента (эмульсии), разработанного в ИПКОН РАН, для целенаправленного модифицирования спектрально-кинетических природных алмазов до значений, позволяющих эффективно их извлекать в параметрах действующих сепараторов.

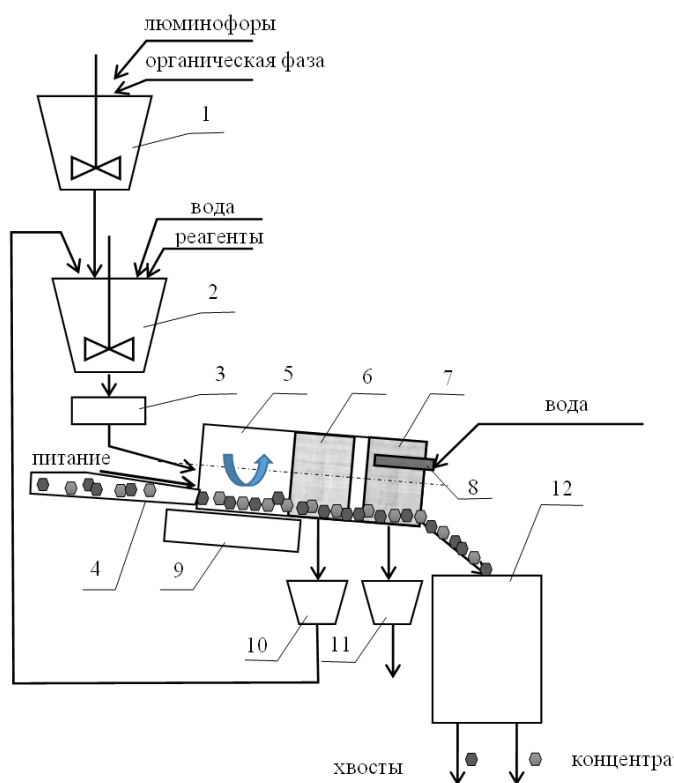
Опытные испытания технологии обработки алмазосодержащего кимберлитового материала люминофорсодержащими реагентами-модификаторами перед подачей его в процесс рентгенолюминесцентной сепарации выполнены в два этапа:

- ✓ с использованием рентгенолюминесцентного сепаратора «ПОЛЮС-М», установленного в научно-исследовательской лаборатории Политехнического института (филиал) Северо-Восточного федерального университета имени М.К.Аммосова в г. Мирный (МПТИ (ф) СВФУ);
- ✓ в схеме ОФ№3 Мирнинского ГОКа с использованием сепараторов в ЛСД-4-03Н и ЛС-ОД-6.

В качестве предметов исследований изучены:

1. Спектрально-кинетические характеристики двух типов природных алмазных кристаллов, не извлекаемых в условиях действующих процессов РЛС алмазосодержащего сырья и составляющих суммарно алмазный продукт в исследуемом алмазосодержащем кимберлитовом материале: алмазные кристаллы, практически не люминесцирующие (слабolumинесцирующие) в исходном состоянии, и алмазные кристаллы, люминесцирующие с различной степенью интенсивности, отличной от установленных значений настройки сепараторов (аномально люминесцирующие).
2. Спектрально-кинетические параметры минеральных компонентов полученных продуктов сепарации алмазосодержащего материала (алмазных кристаллов и минералов кимберлита в концентратах и хвостах РЛС).
3. Содержание алмазных кристаллов в концентрате и хвостах сепаратора, полученных в условиях эксперимента.

Подготовка алмазосодержащего материала перед подачей в сепаратор «ПОЛЮС-М» заключалась в обработке эмульсией люминофорсодержащего реагента-модификатора установленного состава с использованием разработанной для этой операции установки, схема и изображение которой представлено на рисунке 1. В период опытных испытаний установка работала в рациональных режимах, установленных ранее лабораторными исследованиями, и в соответствии с утвержденной методикой в условиях, максимально приближенным к промышленным.



а **б**
Рисунок 1. Схема (а) и изображение (б) установки для обработки алмазосодержащего материала перед подачей в процесс РЛС (в рабочем режиме):

1 – узел приготовления люминофорсодержащей композиции; 2 – узел приготовления эмульсии люминофорсодержащей композиции; 3 – нагреватель эмульсии; 4 - загрузочное приспособление с нагревателем; 5 - барабан; 6,7 – сетчатый элемент; 8 – устройство для промывки обработанного алмазосодержащего материала водой; 9 – валковый привод; 10 – приемник кондиционной эмульсии, 11 - приемник промывной воды; 12 – рентгенолюминесцентный сепаратор

Алмазосодержащее сырье представлено кимберлитовым материалом – хвостами первой стадии РЛС крупностью от 3 до 5 мм и природными алмазными кристаллами, диагностированными как слабо и аномально люминесцирующие в процессе рентгенолюминесцентной сепарации со стандартными установками детектирования алмазов.

Обработанный люминофорсодержащей эмульсией алмазосодержащий материал поступает в рентгенолюминесцентный сепаратор «ПОЛЮС-М», в камере которого при воздействии рентгеновского излучения закрепившаяся на поверхности алмазов люминофорсодержащая композиция генерирует оптический сигнал в области 380-680 нм с необходимыми спектрально-кинетическими характеристиками, обеспечивающими извлечение в концентрат как аномально, так и слабо люминесцирующих кристаллов алмазов. Внешний вид и схема сепаратора представлены на рисунке 2.

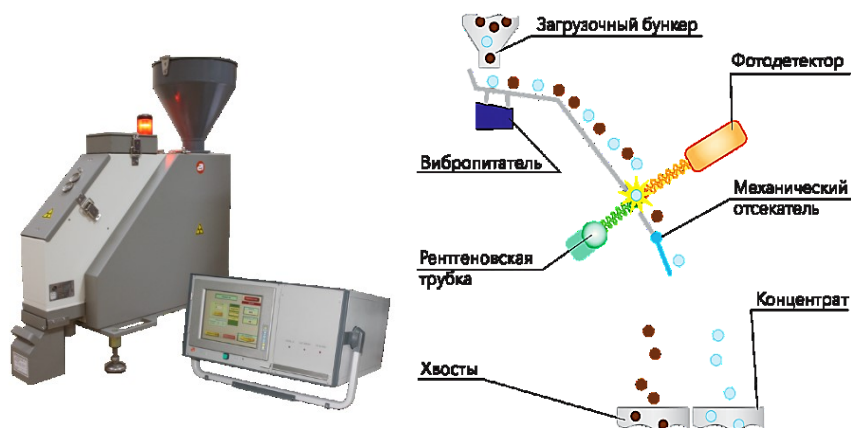


Рисунок 2. Рентгенолюминесцентный сепаратор «ПОЛЮС-М»:
а – внешний вид, б – схема работы

В специализированной лаборатории Комплексного изучения алмазов ВГРЭ АК «АЛРОСА» извлеченные из концентратов и хвостов алмазные кристаллы и зерна кимберлитового материала дополнительно исследовались с использованием фотографирования внешней морфологии и поверхности исследуемых кристаллов, зон их люминесценции, а также с применением спектрометрии поглощения алмазов в ИК-области.

Результатами опытно-промышленных испытаний данного этапа установлена эффективность процесса рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащих кимберлитовых продуктов с использованием люминофорсодержащих реагент-модификаторов типа МЛА-1, МЛА-2 и МЛА-3 для предварительной обработки исходного алмазосодержащего материала с целью направленного модифицирования спектрально кинетических характеристик слабо и аномально люминесцирующих алмазов, не извлекаемых ранее в действующих процессах РЛС.

Применение разработанной технологии позволило обеспечить извлечение природных слабо люминесцирующих алмазов на уровне 80-100%, аномально люминесцирующих алмазов - 100%.

Установлена высокая селективность процесса РЛС при использовании технологии обработки алмазосодержащих кимберлитовых продуктов люминофорсодержащими реагентами-модификаторами, которая подтверждается в условиях эксперимента полным выходом кимберлитового материала из алмазно-минерального исходного материала в хвостовой продукт.

Опытно-промышленными испытаниями, выполненными в условиях ОФ№3 Мирнинского ГОКа с использованием рентгенолюминесцентных сепараторов ЛСД-4-03Н и ЛС-ОД-6, работающих в динамическом режиме, подтверждена установленная технологическая эффективность применения люминофорсодержащей эмульсии с целью модифицирования свойств природных алмазов для условий действующих процессов РЛС за счет полноценного извлечения слабо- и аномально люминесцирующих кристаллов при выходе кимберлитового материала в концентрат 1,3%.

Результаты двух серий опытных испытаний подтверждены соответствующими актами.

Список использованных источников

1. Мартынович Е.Ф. Миронов В.П. Рентгенолюминесценция алмазов и ее использование в алмазодобывающей промышленности // Изв. вузов. Физика. 2009. Т.52. № 12-3. С. 202–210.
 2. Миронов В.П. Рентгенолюминесценция природных алмазов // Труды IX международной школы-семинара по люминесценции и лазерной физики. – Иркутск: Иркутский ун-т, 2005. – С. 102-116.
 3. Шлюфман Е. М. Состояние и перспективы развития радиометрической сепарации алмазов // Горный журнал. - 2005. - N 7. - С. 102-105.
 4. Ковальчук О.Е., Двойченкова Г.П. Минералого-аналитические исследования технологических свойств природных алмазных кристаллов в условиях переработки алмазосодержащего сырья различных месторождений //Сб.: Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья. («Плаксинские чтения – 2014»). -2014. -С. 90-93.
 5. Макалин И.А. Иванов А.В. Интенсификация процесса рентгенолюминесцентной сепарации на предприятиях АК "АЛРОСА" // Горный журнал. 2010. №12. - С. 68-71.
-

Creation of a new class of luminescent-containing reagents-modifiers that ensure the extraction of weakly and anomalously luminescent diamonds in the process of x-ray luminescent separation

Chanturiya V.A., Morozov V.V., Dvoichenkova G.P.

The results of pilot industrial tests have established the technological efficiency of using a phosphor-containing emulsion to modify the spectral and kinetic characteristics of natural diamonds under the conditions of existing radar processes due to the full extraction of weakly and anomalously luminescent crystals with a yield of kimberlite material in concentrate of 1.3%.

ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ НА ПРОЧНОСТНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ СЫРЬЯ

С.В. Зиятдинов¹, Т.А. Ефремова¹, Т.Ю. Овчинникова², С.В. Мамонов¹

¹ АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

² Уральский государственный горный университет (УГГУ), г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: svziyat@mail.ru, Tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

В работе изучен вещественный состав и физико-механические свойства рудной и породной частей слагающих одно из месторождений руды Тагильского синклинория. Изучено влияние предварительного радиометрического обогащения в цикле рудоподготовки на вещественный состав и прочностные свойства исследуемого сырья.

В последнее время прослеживается тенденция к усложнению вещественного состава перерабатываемых руд и снижению в них содержания полезных компонентов.

Наряду с этим, стремление горнодобывающих компаний к комплексному обогащению руд и снижению затрат на обогащение сырья требует поиска новых решений как по стабилизации содержания полезных компонентов в исходной руде, так и по снижению стоимости процесса обогащения в целом.

Рудоподготовка, как правило, является наиболее энергоемким процессом, в зависимости от характеристик перерабатываемого сырья и технологии его дальнейшего обогащения. Зачастую эксплуатационные затраты на подготовку руды к обогащению составляют от 40 до 70% от всех издержек на переработку руды на обогатительном комбинате [1, 2]. Ввиду этого становится актуальной задача снижения энергопотребления в процессах рудоподготовки.

Одним из путей решения данной задачи является предварительное обогащение в стадиях рудоподготовки. Отмечено, что внедрение предварительного обогащения в стадиях рудоподготовки в зависимости от свойств руды позволяет решать следующие задачи [3, 4]:

- разделение исходной горной массы на различные технологические типы, обогащаемые в дальнейшем по разным технологиям;
- выделение породной массы в крупнокусковом виде;
- получение концентратов в крупнокусковом виде.

Однако, чаще всего на практике решается задача выделения породной массы в крупнокусковом виде.

Известно, что условия происхождения месторождений, минеральный и химический составы слагающих их рудную и породную части, обуславливают отличия их физико-механических свойств. В связи с этим, при предварительном обогащении сырья в крупнокусковом виде возможно выделение продуктов с отличительными физико-механическими характеристиками.

Однако, наиболее предпочтительным случаем считается тот, когда при крупнокусковой сепарации рудная часть является менее твердой – подлежит глубокому обогащению и будет направлена на дезинтеграцию в мельницы, а породная часть, обладающая повышенными прочностными характеристиками, не будет вовлечена в дальнейший процесс переработки.

В данном случае предварительное обогащение позволит снизить как количество материала, поступающего в рудоподготовительный передел, так и снизить энергопотребление в процессе дезинтеграции сырья.

Для изучения влияния предварительного обогащения радиометрическим методом в цикле рудоподготовки на прочностные характеристики сырья в качестве объекта исследований принята медно-железо-ванадиевая руда одного из месторождений Тагильскогосинклинория.

Изучение рентгенорадиометрической обогатимости руды проведено на выборке характерных кусков класса крупности -100+50 мм. В ходе исследований установлено, что распределение меди в руде не равномерно, это может свидетельствовать о возможности выделения крупнокусковых хвостов с низкой массовой долей меди. Также

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

отмечено, что железо практически равномерно распределено по кускам исследуемой руды.

Анализ результатов предыдущих исследований [5, 6] показал, что получение кондиционного по содержанию примесных соединений (в частности TiO_2) железного концентрата, пригодного для доменной плавки, из исследуемой руды является крайне затруднительным. В связи с этим, в настоящей работе не рассматривается вопрос получения железного концентрата.

По данным изучения рентгеновских спектров руды в качестве аналитического параметра выбран следующий: спектральное отношение интенсивности в спектральной области вторичного характеристического рентгеновского излучения меди N_{Cu} к области рассеянного рентгеновского излучения N_s :

$$H_{Cu} = N_{Cu}/N_s.$$

Результаты фракционирования исследуемой руды представлены в таблице. По результатам исследований установлено, что с увеличением значения аналитического параметра с 0,05 отн. ед. до 0,9 отн. ед. происходит монотонное возрастание массовой доли меди во фракциях – с 0,13 до 1,41%, при её массовой доле в руде 0,62%

Таблица – Результаты фракционирования

Границы фракции, отн.ед.	Элементарные фракции, %			Накопленные хвосты, %			Накопленный концентрат, %		
	γ	α	ϵ	γ	ν	ϵ	γ	β	ϵ
<0,05	8,55	0,13	1,78	8,55	0,13	1,78	100,00	0,62	100,00
0,05-0,08	17,39	0,16	4,46	25,94	0,15	6,24	91,45	0,67	98,22
0,08-0,15	12,69	0,34	6,91	38,63	0,21	13,15	74,06	0,79	93,76
0,15-0,20	5,50	0,45	3,97	44,13	0,24	17,12	61,37	0,88	86,85
0,20-0,30	14,22	0,50	11,39	58,35	0,30	28,51	55,87	0,93	82,88
0,30-0,50	20,75	0,66	21,95	79,10	0,40	50,46	41,65	1,07	71,49
0,50-0,90	10,32	1,55	25,63	89,42	0,53	76,09	20,90	1,48	49,54
>0,90	10,58	1,41	23,91	100,00	0,62	100,00	10,58	1,41	23,91
Итого:	100,00	0,62	100,00	-	-	-	-	-	-

Примечание: γ – выход фракции, α , ν , β – массовая доля меди в элементарных и накопленных фракциях, ϵ – извлечение меди во фракцию.

Фракции со значением аналитического параметра менее 0,08 отн. ед. по массовой доле меди отнесены к хвостам РРС. Потери меди с хвостами РРС составят 6,24% при их выходе 25,94% относительно сепарируемого класса крупности.

Концентрат (рудная часть) и хвосты (породная часть) РРС изучены методом оптической микроскопии. Результаты минералогического анализа (рисунок) показали, что в хвостах РРС в основном концентрируются порообразующие минералы группы полевого шпата и амфиболов, в концентрате РРС – минералы меди, железа, фосфора.

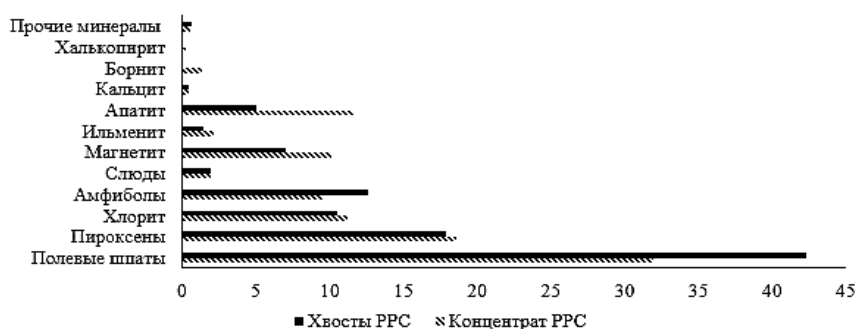


Рисунок. Минеральный состав концентрата (рудной части) и хвостов (породной части) РРС

Изучены физико-механические свойства руды. Экспериментальным путем и математическими расчетами определены прочностные характеристики концентрата и хвостов РРС. Рабочий индекс шарового измельчения Ф. Бонда (BW_i) для исходной руды составил 19,85 кВт·ч/т, для концентрата – 19,69 кВт·ч/т, для хвостов 20,32 кВт·ч/т.

Индекс полусамоизмельчения (SCSE) для исходной руды составил 9,77 кВт·ч/т, для концентрата – 9,28 кВт·ч/т, для хвостов – 11,16 кВт·ч/т.

Индекс работы падающего груза (DW_i) для исходной руды составил 7,05 кВт·ч/м³, для концентрата – 6,35 кВт·ч/м³, для хвостов – 9,04 кВт·ч/м³.

Индекс абразивности Ф. Бонда (AI) для исходной руды составил 0,138 г, для концентрата – 0,108 г, для хвостов – 0,224 г.

Анализ результатов проведенных исследований прочностных характеристик продуктов РРС исследуемой руды показал, что для измельчения одной тонны рудной части электроэнергии затрачивается меньше в сравнении с аналогичным показателем для породной части. Исследования показали, что внедрение схемы, включающей предварительное рентгенометрическое обогащение в цикл подготовки исследуемой руды к обогащению, позволяет:

а) регулировать массовую долю ценного компонента и минеральный состав руды, а также управлять физико-механическими характеристиками продукта, поступающего на дальнейшее глубокое обогащение;

б) выделять крупнокусковые хвосты, обладающие повышенными физико-механическими характеристиками по сравнению с концентратом;

в) снизить энергопотребление процессов измельчения концентрата сепарации (рудной части) относительно аналогичных показателей процессов измельчения исходной (несортированной) руды.

г) снизить затраты на перевозку руды и уменьшить издержки на хранение хвостов глубокого (флотационного) обогащения;

д) уменьшить износ футеровки мельниц и мелющих тел при дезинтеграции руды.

Список использованных источников

1. Таранов В.А., Александрова Т.Н. Оценка прочностных свойств руды как фактор повышения эффективности процесса измельчения // ГИАБ. – 2015 №4 С. 119-123.
2. Читалов Л.С. Разработка комплексного метода оценки эффективности процессов

- измельчения сульфидных медно-никелевых руд. Дис. канд. техн. наук: 25.00.13 – «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург, 2021- 118 с.
3. Цыпин Е.Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. №4-5. С. 82-104.
 4. Газалеева Г.И., Цыпин Е.Ф., Червяков С.А. Рудоподготовка: дробление, грохочение, обогащение: ОАО «Уралмеханобр» - Екатеринбург: УЦАО, 2014. – 912 с.
 5. Булатов К.В., Газалеева Г.И. Особенности получения и использования титаномагнетитовых концентратов // Материалы XXVI Национальной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Изд. ООО «Типография ФортДиалог» Екатеринбург - 2021 – С. 18-22.
 6. Булатов К.В., Газалеева Г.И., Мушкетов А.А. и др. Разработка технологии получения железного концентрата из медно-титаномагнетитовых руд Волковского месторождения // Обогащение руд. 2021. № 5. С. 27-32.
-

The effect of pre-enrichment by the radiometric method on the strength characteristics of raw materials

Ziyatdinov S.V., Efremova T.A., Ovchinnikova T.Yu., Mamonov S.V.

The paper studies the material composition and physico-mechanical properties of the ore and rock parts composing one of the ore deposits of the Tagil synclinorium. The influence of preliminary radiometric enrichment in the ore preparation cycle on the material composition and strength properties of the studied raw materials has been studied.

СОВРЕМЕННЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АНОМАЛЬНО ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ

А.В. Иванов, И.А. Макалин

Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный,
Республика Саха (Якутия), Российская Федерация

Представлены проблемы извлечения слабо- и аномально люминесцирующих алмазов на действующих схемах рентгенолюминесцентной сепарации, пути их решения и эффективность реализации.

Одним из основных методов обогащения алмазосодержащих руд является рентгенолюминесцентный, основанный на свойствах алмазов люминесцировать в видимой области спектра под воздействием рентгеновского излучения (РИ). Современные рентгенолюминесцентные сепараторы (РЛС) используют импульсный режим работы рентгеновской трубки (РТ) и аналого-цифровую регистрацию сигналов люминесценции минералов [1], а также применяются последние достижения научно-технических решений, используется современная радиоэлектронная база и цифровая обработка сигналов, что позволяет получать высокие технологические показатели. РЛС последнего поколения обеспечивают высокое извлечение алмазов до 99% и достигают

производительность до 100 т/ч.

Вместе с тем рентгенолюминесцентной сепарации сопутствуют методические потери, обусловленные наличием в алмазосодержащем сырье слабо люминесцирующих алмазов и алмазов с нехарактерной кинетикой люминесценции (аномально люминесцирующих). По этой причине совершенствуется рентгенолюминесцентная сепарация и ведутся исследования по поиску альтернативного метода радиометрического обогащения [2, 3].

Исследования алмазов из хвостовых продуктов РЛС показывают, что, кроме низкосортных алмазов со слабой люминесценцией и стоимостью менее двух долларов США за карат, встречаются прозрачные алмазы ювелирного качества со средней оценочной стоимостью, достигающей более тысячи долларов за карат и имеющих аномальную кинетику рентгенолюминесценции.

Для доизвлечения слабо – и аномально люминесцирующих алмазов и повышения селективности процесса сепарации был заложен люминесцентно-абсорбционный режим работы сепараторов – облучение потока рудного материала с одной стороны и регистрации сигнала с другой стороны по отношению к потоку падающего рентгеновского излучения.

Алмазы, являясь прозрачными для рентгеновского излучения, люминесцируют как со стороны, обращенной к источнику излучения, так и с противоположной стороны [4].

Действующие схемы обогатительных фабрик (ОФ) по переделу рентгенолюминесцентной сепарации в основном состоят из технологических линий РЛС, производства АО «ИЦ «Буревестник», СПб. Данные схемы предусматривают возможность доводки концентратов на РЛС с опциональными комплектами доработки сепараторов (ОКДС), что позволяет выделить из концентратов аномально люминесцирующие алмазы, в т.ч. алмазы типа Па, которые имеют низкое содержание атомов азота в структуре их кристаллической решетки.

Кинетику люминесценции, подобную алмазам типа Па, имеют многие сопутствующие минералы. Для достижения селективности в сепараторы введён помимо условно называемого «люминесцентным» каналом со стороны облучения дополнительный «абсорбционный» канал с обратной стороны. Это позволило исключить ярко люминесцирующие во время облучения непрозрачные минералы, а также уменьшить вклад в обрабатываемый сигнал люминесценции «воздуха» – пустого объёма и элементов конструкции.

Введенные критерии разделения в систему обнаружения алмазов в модернизированных РЛС позволили значительно повысить селективность процесса рентгенолюминесцентной сепарации и извлечение аномально люминесцирующих алмазов.

Для облучения 5-7 импульсами РТ с длительностью 500 мкс и периодичностью в 4 мс необходимо, чтобы минерал находился в зоне облучения в течение 20-30 мс. Для сепараторов первичного обогащения типов ЛС-20-05Н(2Н) и ЛС-20-09 на классах крупности более 5 мм скорость рудного материала составляет около 2,5 м/с,

следовательно, на нём достаточно 50-75-миллиметровой зоны облучения РИ. Для доводочных сепараторов ЛС-ОД-50-03Н на классах крупности более 5 мм скорость рудного материала составляет около 1,5 м/с, следовательно, на нём необходимо придерживаться зоны облучения РИ шириной 30-40 мм. Учитывая геометрию расположения рентгенооптических блоков в сортировочных машинах данных сепараторов, достаточно одной РТ с увеличением ширины коллиматорной щели (относительно стандартной), что также способствует более эффективному использованию потенциала рентгеновских трубок. За счет введения расширенной зоны рентгеновского облучения, вместо 2-3 циклов возбуждения люминесценции материал находится в зоне облучения 7-8 циклов, что позволяет обнаруживать слабо и аномально люминесцирующие алмазы.

На ОФ АК «АЛРОСА» (ПАО) произведена модернизация действующего оборудования и вновь изготавливаемых РЛС, оснатив их ОКДС. Модернизация действующих на первичном обогащении РЛС с минимальными капитальными вложениями, которая заключалась в доработке программного обеспечения, позволила оперативно реализовать попутное извлечение слабо- и аномально люминесцирующих алмазов, ранее неизвлекавшихся штатными РЛС. В РЛС, в составе которых отсутствовали фотоэлектронные устройства (ФЭУ) с противоположной стороны потока рудного материала, добавлены дополнительные ФЭУ и изменена логика управления ими.

Алгоритм работы режимов РЛС с ОКДС «БК+Селективный» и «БК+Пороговый», предложенный институтом «Якутнипроалмаз», отличается от штатных режимов последовательностью анализа. Сначала анализируется БК (быстрая компонента) сигнала люминесценции, затем МК (медленная компонента). Для того, чтобы при анализе БК определить принадлежность сигнала алмазу типа II, введён параметр – порог по отношению компонент. Для алмазов типа II отношение компонент люминесценции должно превышать этот порог, а для типа I отношение компонент должно принадлежать заданному диапазону, верхнее значение которого меньше порога по отношению компонент.

Модернизация действующих РЛС на ОФ АК «АЛРОСА» (ПАО) с минимальными капитальными вложениями позволила оперативно реализовать извлечение дорогостоящих аномальных алмазов параллельно с основной продукцией фабрик. Реализованные на первых этапах опытные технологические схемы извлечения алмазов типа II, с внедренными сепараторами с новым алгоритмом распознавания, показали наличие данных алмазов на месторождениях Западной Якутии, Архангельской области и Республики Ангола.

Применение модернизированных сепараторов позволило за достаточно короткий период времени (3 месяца) в условиях ОФ№12 Удачинского ГОКа дополнительно извлечь более 1000 алмазов с нехарактерной кинетикой люминесценции (рисунок), общим весом более 5000 карат. При этом оценочная стоимость некоторых экземпляров достигает десятков тысяч долларов за карат. Проводимый мониторинг извлечения

алмазов типа Па крупностью более 6 мм по опытной схеме показал, что прирост товарной продукции только на ОФ №12 Удачинского ГОК оценивается более 30 млн долларов ежегодно.



Рисунок. Аномально люминесцирующие алмазы, извлеченные на ОФ №12 Удачинского ГОК

Реализация технологических схем дополнительного извлечения алмазов типа Па на обогатительных объектах АК «АЛРОСА» (ПАО) является перспективным направлением развития технологии обогащения алмазосодержащих руд, которое позволяет дополнительно получить прирост алмазов типа Па.

Содержание таких алмазов в исходном сырье является невысоким и составляет в зависимости от месторождения до 1-2%, такие алмазы содержат меньше примесей (дефектов) в их кристаллической решетке по сравнению с алмазами, у которых наблюдается типичные для большинства кристаллов характеристики люминесценции, и имеют высокую стоимость, что позволяет получать экономический эффект.

Список использованных источников

1. Казаков Л.В., Романовская Т.Е., Владимиров Е.Н. и др. История внедрения систем цифровой регистрации в рентгенолюминесцентные сепараторы // Горнодобывающая промышленность в 21 веке: вызовы и реальность. Сб. тезисов докладов международной научно-практической конференции, посвященной 60-летию института "Якутнипроалмаз" АК "АЛРОСА". Мирный, 2021. С. 147-148.
 2. Зырянов И.В., Иванов А.В., Яковлев В.Н. Извлечение алмазов с аномальной кинетикой люминесценции: результаты экспериментальных исследований // Горная промышленность. 2022. № 4. С. 88-92.
 3. Imangulov S.V., Yakovlev V.N., Zyryanov I.V. et al. Low-luminescent diamonds recovery using X-ray transmission separation technology // XXIX International Mineral Processing Congress (IMPC 2018). – Moscow: Ore and Metals, 2018. – pp. 909-914.
 4. Патент 2715374 РФ: Рентгенографический сепаратор минералов / Владимиров Е.Н., Жогин И.Л., Волк Е.Б. и др., 26.02.2020. Заявка № 2019122089 от 10.07.2019.
-

Modern trends in solving the problem of extraction of anomalous luminescent diamonds

Ivanov A.V., Makalin I.A.

The problems of extraction of abnormally luminescent diamonds on the existing schemes of X-ray luminescent separation, ways to solve them and the effectiveness of their implementation are presented.

АНАЛИЗ ОТХОДОВ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ УРАЛЬСКОГО РЕГИОНА И ПУТИ ИХ УТИЛИЗАЦИИ

М.Д. Бутакова, Д.В. Ульрих

Южно-Уральский государственный университет (ЮУрГУ (НИУ)),
г. Челябинск, Российская Федерация, e-mail: butakovamd@susu.ru

Отходы горно-обогатительного производства негативно воздействуют на окружающую среду, обуславливают существенные затраты, связанные с содержанием хвостохранилищ, требуют изъятия из хозяйственного оборота значительных земельных площадей, необходимых для ведения горных работ.

В горнодобывающей промышленности при добыче руд и минералов образуются отходы в виде мелких частиц, которые отделяются при измельчении, просеивании или переработке сырья. Эти отходы обычно сбрасываются в отвалы. Отходы добычи могут содержать вредные соединения, такие как тяжелые металлы, которые обычно склонны к выщелачиванию.

Образование отходов приводит к деформации земной поверхности, нарушению почвенного покрова, сокращению площадей продуктивных угодий различного назначения, ухудшению качества почв, изменению облика территории и состояния грунтовых поверхностных вод, осадению пыли и химических соединений вследствие выбросов в атмосферу, эрозионным процессам.

Особенно остро эта проблема стоит на Южном Урале из-за высокой концентрации горнодобывающих предприятий. На Урале ежегодно образуется около 5 млрд. т различных отходов. Всего в регионе накоплено свыше 220 млн. т хвостов обогащения [1].

Переработка отходов горного производства, как правило, связана с потребностями смежных отраслей в сырье. Технологические исследования по утилизации отходов показали возможность комплексной переработки многих полезных ископаемых с полным или частичным переходом на производство различных видов продукции из отходов.

Безопасное использование отходов горнодобывающей промышленности в производстве строительных материалов может стать, с одной стороны, ключевым фактором развития устойчивого строительного сектора, который в настоящее время сталкивается с чрезмерной эксплуатацией первичных ресурсов, с другой стороны, будет способствовать улучшению экологической обстановке в регионе.

По данным министерства экологии Челябинской области в 2021 г. в структуре промышленного производства Челябинской области наибольший удельный вес имеют обрабатывающие производства – 82,0%. На добычу полезных ископаемых приходится 8,1% [1].

На территории Челябинской области известно более 650 месторождений полезных

ископаемых. В области действует около 200 горнодобывающих и перерабатывающих предприятий, отрабатывающих многочисленные месторождения бурого угля, черных и цветных металлов, золота, нерудного сырья и стройматериалов. Добыча полезных ископаемых в 2021 году выросла на 19,5%. Объемы производства в обрабатывающих отраслях увеличились на 6,4% по сравнению с 2020 годом [1].

Соседняя Оренбургская область обладает богатой сырьевой базой – насчитывается более 2500 месторождений и 75 видов полезных ископаемых, из них разрабатывается 251 месторождение. Большинство разрабатываемых месторождений сконцентрировано на востоке Оренбургской области – центре металлургической и горной промышленности [2].

В Свердловской области находится более 12 тысяч месторождений, некоторые из которых являются крупнейшими в стране и даже мире. На сегодняшний день на Свердловских месторождениях добывается 1/5 железных руд страны, запасы цинка и никеля превышают 500 тысяч тонн, а местные бокситы представляют собой 85% запасов всей страны.

На территории Свердловской области добывают нефть и газ, уголь, хромиты, ванадий, медь. Здесь расположено около 27 крупных месторождений железных руд, запасов которых по прогнозам хватит на период более 150 лет. В целом здесь добывается около 20% российского железа. На территории Свердловской области расположено 6 крупных месторождений хризотил-асбеста, запасы которых равняются 56% от всех запасов страны [3,4].

Данные территории граничат с Челябинской областью, а, следовательно, отвалы хвостохранилищ востока Оренбургской области и южной части Свердловской области можно рассматривать как ближайшую сырьевую базу техногенных отходов для повторной переработки на территории Челябинской области.

Под отвалами и хвостохранилищами находятся большие территории плодородных земель. При средней толщине слоя 20 м отходы занимают площадь более 1300 км². Ежегодное увеличение площади отчуждаемых земель составляет не менее 85–90 км². Негативное воздействие на окружающую среду проявляется на территории, в 10 раз и более превышающей площадь, занимаемую отходами [5].

Хвостохранилища и отвалы этих трех территорий в основном сложены отходами меди, колчеданных ископаемых, магнетитовых и железных руд, а также асбестом и бокситом.

Разработка техногенных месторождений, кроме ресурсной составляющей, напрямую затрагивает проблему экологической безопасности. Экологические последствия от накопленных горнопромышленных отходов носят глобальный характер. В отвалах и почвах под ними происходят сложные химические процессы, образуются водорастворимые соединения, которые попадают в водные системы и могут оказывать пагубное воздействие на водные источники городов и поселений.

Особую озабоченность вызывают особо опасные отходы обогатительного и металлургического производств. Для их хранения требуются специальные инженерные

сооружения, так как в их состав входят элементы и соединения, вредные для окружающей среды и здоровья человека [6]. Но их накоплено меньше, чем вскрышных пород.

Экологическую ситуацию, обусловленную добычей минерального сырья и размещения отходов более чем на $\frac{1}{4}$ территории Уральского региона, можно оценить, как кризисную [7].

В сложившейся ситуации, с учетом общего состояния минерально-сырьевой базы и потребности в ней, необходимо создание и развитие единого технологического цикла добычи, переработки, размещения отходов и утилизации. Это позволит создать экономически выгодное производство, например, экологичных строительных материалов.

Наиболее перспективными представляется выпуск строительных материалов без или с минимальным содержанием цемента – грунтобетон, а также высокопроницаемых бетонов с дренирующим эффектом из отходов горной промышленности.

Применение грунтобетона в жилищном строительстве позволяет регулировать влажность в помещении, и тем самым создавать благоприятный и здоровый микроклимат. Ещё одной положительной характеристикой грунтобетона является его стоимость. Применение грунтобетона в 1,5-2 раза дешевле, чем использование обожжённого кирпича или кирпича автоклавного твердения, а тем более портландцементного бетона.

В качестве сырьевых материалов можно использовать суглинки – как матричную основу материала и отвальные карбонатные отходы – как наполнитель и заполнитель грунтобетона. За счет наличия у грунта физико-химической и химической поглотительной способности происходит обменная реакция между ионами кальция и катионами поглощающего материала, которая длится 4-8 часов.

Повышению прочности грунтобетона способствует также карбонизация известняком углекислым газом из окружающей среды. За счет этого грунтобетон на известковых отходах может способствовать снижению концентрации углекислоты в окружающей среде.

Устойчивой тенденцией последних десятилетий в направлении снижения ресурсо- и энергоемкости промышленности строительных материалов, а также в целях снижения расхода вяжущего, при сохранении его эксплуатационных характеристик, при проектировании высокопроницаемого бетона в качестве активных минеральных добавок используются отходы промышленности (пирогенные – зола-уноса, шлак; механогенные – высокодисперсные отсеvy дробления горных пород).

Высокопроницаемый бетон имеет высокую пористость, что позволяет воде проходить через него. Учитывая эту способность, его можно широко использовать для различных дорожных покрытий, брусчатки с высокой проницаемостью, а также геомембраны. Однако полностью внедрить технологию высокопроницаемой дорожной одежды сложно из-за высокой стоимости и обслуживания. Однако введение в состав

таких бетонов материалов техногенного происхождения позволит снизить стоимость, а также уменьшить площадь отвалов и хвостохранилищ [8-10].

Отходы горной промышленности относятся к разным классам опасности, при этом содержат в себе различные компоненты, которые могут быть использованы при изготовлении многих видов строительных материалов.

Для этой цели пригодно не менее 30% вскрышных и очистных хвостов, практически все металлургические и топливные шлаки, что позволит использовать их для обустройства щебеночных оснований под полы и фундаменты зданий, под асфальтобетонные покрытия дорог, для отсыпки временных дорог и подсыпки под тротуарные дорожки, под автостоянки и асфальтированные площадки, при производстве грунтобетона, высокопроницаемых бетонов с дренирующим эффектом, а также в ландшафтной архитектуре.

Список использованных источников

1. Доклад об экологической ситуации в Челябинской области в 2021г. Министерство экологии Челябинской области, Челябинск. 2021, - 327 с. [Электронный ресурс]. URL: <https://mineco.gov74.ru/mineco/other/protectingthepublic.htm> (дата обращения 30.03.2023)
 2. Статистический ежегодник Оренбургской области. Оренбург: Оренбургстат. 2022. 482 с.
 3. Государственный доклад «О состоянии окружающей среды на территории Свердловской области в 2021». - Екатеринбург. 2022, 365 с. [Электронный ресурс]. URL: <https://mprso.midural.ru/uploads/2022/10/макет%20за%202021%20год.pdf>.
 4. Мормиль С.И., Сальников В.Л., Амосов Л.А. и др. Техногенные месторождения Среднего Урала и оценка их воздействия на окружающую среду. Екатеринбург. 2002. 206 с.
 5. О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2021 году. Государственный доклад. М: Минприроды России, МГУ им. М.В. Ломоносова. 2022. 685 с.
 6. Прокудин-Горский С.М. В горах у Бакала близ Тяжелого рудника. 1910 год и 106 лет спустя. [Электронный ресурс]. URL: <http://to4et.livejournal.com/8087.html?ysclid=lfzjfpex1i862973158> (дата обращения 30.03.2023)
 7. Петров И.В. Вторичные ресурсы, образующиеся в горнодобывающей промышленности. Энциклопедия технологий. Эволюция и сравнительный анализ ресурсной эффективности промышленных технологий. - М.-С.-П.: Центр экологической промышленной политики. 2019. - 821с.
 8. Быховский Л.З., Спорыхина Л.В. Техногенные отходы как резерв пополнения минерально-сырьевой базы: состояние и проблемы освоения // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2011. № 4. С. 15–20.
 9. Волынкина Е.П. Анализ состояния и проблем переработки техногенных отходов в России // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2017. № 2 (20). С. 43-49.
 10. Строкова В.В., Стойкович Н., Лакетич С.К. и др. Высокопроницаемые бетоны с дренирующим эффектом: анализ состояния вопроса и перспективы развития. / Строительные материалы. 2020. № 4. с. 32-61.
-

Analysis of the waste from the Ural region's mining industry and methods of disposal

Butakova M.D., Ulrikh D.V.

Waste from mining-and-processing works has a negative effect on the environment, leads to significant expenses on tailing dumps' maintenance, and requires withdrawing considerable land areas, needed for mining works, from the economic turnover.

**РАЗРАБОТКА АДАптиРОВАННОЙ ПОД КЛИМАТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ
АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РФ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ
ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ***

А.А. Горячев¹, Е.А. Одинцова², А.В. Светлов¹

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН,
г. Апатиты, Российская Федерация

² Апатитский филиал «МАУ», г. Апатиты, Российская Федерация
e-mail: a.goryachev@ksc.ru

Объектом исследования являлись лежалые хвосты обогащения медно-никелевых руд, отобранные с поверхности хвостохранилища опытной обогатительной фабрики около п. Африканда. В ходе исследования определены минеральный и химический составы различных фракций усредненного образца хвостов. Хвосты гранулировали с использованием 10%-го раствора H_2SO_4 в качестве связующего, варьируя соотношение Т:Ж в диапазоне от 5:1 до 8:1, с последующей добавкой окислителя. После этого гранулы хранили течение 90 суток при $-15^{\circ}C$, а затем моделировали кучное выщелачивание, в ходе которого было извлечено 52.3% никеля и 47.8% меди.

Повышенное внимание к вторичному сырью обусловлено снижением качества медно-никелевых руд, поступающих в настоящее время на обогащение традиционными методами. Особое внимание уделяется возможности вовлечения в производство тонкодисперсного сырья, а именно – хвостов обогащения. Для некондиционного сырья перспективным представляется метод кучного выщелачивания. Однако накопленный опыт по использованию технологии кучного выщелачивания обосновывает необходимость предварительной агломерации тонкодисперсного материала для повышения фильтрационных свойств штабеля. Кроме того, осуществление процесса в климатических условия Арктической зоны также ограничивает эффективность данной технологии. В данном случае целесообразно проводить предварительную подготовку сырья (грануляцию) перед продолжительным периодом отрицательных температур, хранение гранул в зимнее время и последующее выщелачивание при положительной температуре. Актуальным является вопрос интенсификации извлечения металлов в условиях низких температур. Одним из возможных вариантов повышения извлечения цветных металлов являются криохимические процессы с участием кислородных соединений азота, что связано с высокой реакционной способностью данных соединений (в частности – азотистой кислоты) в условиях отрицательных температур.

Объектом исследования являлись лежалые хвосты обогащения медно-никелевых руд, отобранные поверхности хвостохранилища опытной обогатительной фабрики (далее – ОФ) около п. Африканда (рисунок 1 а и б). В течение нескольких лет на фабрике производили обогащение медно-никелевых руд Печенгского рудного поля.

*Работа выполнена в рамках тем НИР №№122022400093-9 и 1021051803680-5

Позднее данная фабрика использовалась как опытная НИИ «Механобр» для отработки технологии обогащения руд различных месторождений.



Рисунок 1. Вид на хвостохранилище медно-никелевых руд опытной ОФ (а), Хабозерскую губу оз. Имандра (б), отбор проб поверхностного слоя хвостохранилища методом режущего кольца

Методом режущего кольца (рисунок 1в) выполнено опробование поверхностного слоя законсервированного хвостохранилища на глубину 15 см от поверхности, общее количество проб составило 61. Рассмотрена схема переработки хвостов методом кучного выщелачивания с их предварительной грануляцией. Песчаную фракцию хвостов (содержание Ni – 0.20%, Cu – 0.052%) гранулировали с использованием 10%-го раствора серной кислоты в качестве связующего, варьируя соотношение Т:Ж в диапазоне от 5:1 до 8:1. У полученных гранул определяли прочность в соответствии с ГОСТ 8269.0-97. Гранулы орошали окислителем – 0.5%-м раствором серной кислоты (Т:Ж = 10:1), содержащим добавку NaNO_2 в количестве 2 г/л, конечным окислителем являлась азотистая кислота. После этого гранулы хранили течение 90 суток при -15°C , а затем моделировали кучное выщелачивание дистиллированной водой (15 сут) и 2%-м раствором H_2SO_4 (15 сут) в лабораторных колонках (Т:Ж = 5:1) при температуре около $+20^\circ\text{C}$. У продуктивных растворов на протяжении экспериментов определяли концентрации меди и никеля в растворах методом атомно-абсорбционной спектроскопии с электротермической атомизацией. Различные классы крупности хвостов анализировали методами силикатного и минералогического анализов. Силикатный анализ хвостов был выполнен на базе ОАО «КГИЛЦ» (г. Апатиты). Минералогический анализ проводился на сканирующем электронном микроскопе ZEISS EVO 24 (CarlZeiss AG, Оберкохен, Германия). Перед исследованием на СЭМ на образцы наносилось углеродное напыление толщиной 20-25 нм на напылителе Quorum Q150 ES Plus.

По результатам силикатного анализа было отмечено увеличение содержания цветных металлов при уменьшении класса крупности. Так, содержание никеля увеличивалось до 0.25 и 0.4% в классах $-0.1+0.05$ и -0.05 мм, соответственно. Результаты силикатного анализа, в целом, согласуются с результатами исследования минерального состава. В самом крупном классе хвостов были обнаружены кусочки углеродистых филлитов с тонкой пиритовой вкрапленностью, кварц-полевошпатовая порода (предположительно, гранит), различные углеродистые сланцы,

хлоритизированные пироксениты с ильменитовой вкрапленностью, серпентинизированные перидотиты с хромитовой вкрапленностью. Рудные минералы были представлены вкрапленностью в силикатах и кварце. В самом тонком классе наблюдалось резкое увеличение количества сульфидов – в основном, никель- и кобальтсодержащего пирротина, встречались пентландит и халькопирит. На рисунке 2 представлены СЭМ-изображения и карты распределения цветных металлов в образце хвостов.

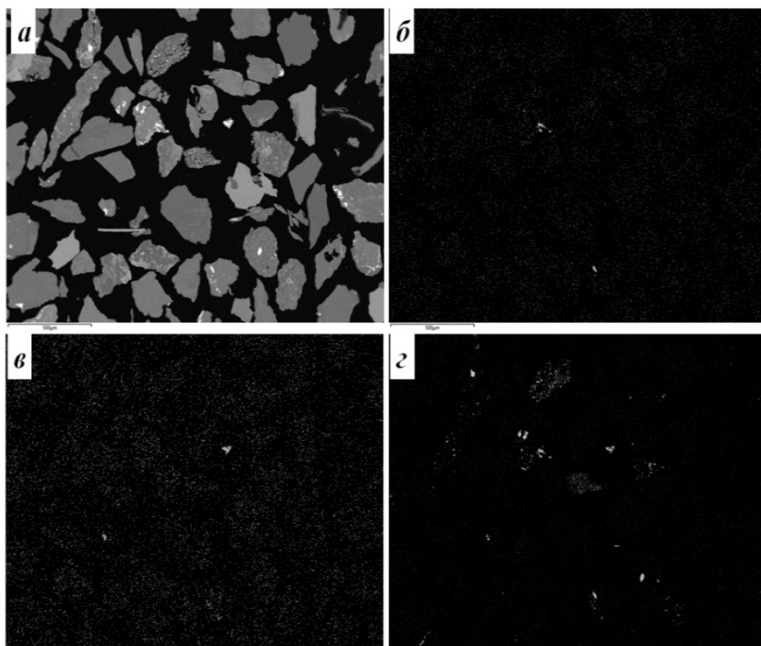


Рисунок 2. СЭМ-изображение (а) и карта распределения никеля (б), меди (в) и серы (z) в хвостах

Повышенное содержание металлов указывало на целесообразность проведения исследования по подбору технологии их извлечения. В процессе моделирования кучного выщелачивания из гранул, приготовленных при соотношении Т:Ж 6:1, было извлечено 52.3% никеля, максимальное извлечение меди было достигнуто при соотношении 5:1 и составило 47.8%. Прочность полученных при использовании 10%-го раствора серной кислоты гранул была сравнительно невысока и составила 0.20 МПа, что накладывает ограничения на транспортировку такого материала и укладку его в кучу. Для примера, прочность гранул, полученных из хвостов текущей переработки, составляла свыше 3 МПа. В настоящее время ведутся исследования возможности получения гранул повышенной прочности за счет использования полимерных связующих.

Проведенные предварительные исследования показывают принципиальную возможность применения сернокислотной грануляции как способа предварительной подготовки сырья перед последующим кучным выщелачиванием. Полученные результаты показывают перспективы кучного выщелачивания хвостов обогащения медно-никелевых руд, когда гранулированный рудный материал с добавлением окислителя хранится в зимний период, а выщелачивание штабеля проводится в теплый период года.

Авторы выражают благодарность к.г.-м.н. Компанченко А.А. за выполнение минералогического анализа, сотрудникам ЦКП ИППЭС КНЦ РАН – за определение

концентрации цветных металлов в растворе.

Development of technology for processing stale enrichment tails, adapted to the climatic conditions of the Russian Federation arctic zone

Goryachev A.A., Odintsova E.A., Svetlov A.V.

The research object was copper-nickel ores enrichment stale tailings, sampled from the tailings dam surface of an experimental processing plant near the Afrikanda settlement. During the research, the mineral and chemical compositions of various size classes of the average tailings sample were determined. The tailings were granulated using a 10% H₂SO₄ solution as a binder, varying the S:L ratio in the range from 5:1 to 8:1, followed by the oxidizing agent addition. The granules were stored for 90 days at -15°C, and then heap leaching was simulated, during which 52.3% of nickel and 47.8% of copper were recovered.

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕАЛИЗАЦИИ ИННОВАЦИОННОГО ПОТЕНЦИАЛА ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

В.А. Цукерман, Е.С. Горячевская

Институт экономических проблем им. Г.П. Лузина КНЦ РАН, г. Апатиты,
Российская Федерация, e-mail: tsukerman@iep.kolasc.net.ru

Рассмотрена экономическая оценка реализации инновационного потенциала арктических горно-обогатительных предприятий за 2018-2023 гг. Выполненная оценка на основе трехмерного показателя финансовой устойчивости и рентабельности продаж показала, что только 5 из 22 предприятий имеют возможности для реализации инновационного потенциала.

Для экономической оценки реализации инновационного потенциала выбраны 22 горно-обогатительных предприятий Арктической зоны Российской Федерации (АЗРФ), по которым в открытом доступе представлена годовая и бухгалтерская отчетность за 2018-2023 гг. на сайтах компаний, специализированных интернет-платформах раскрытия информации [1], а также различных научных публикациях:

1. АО «Карельский Окамыш» (Республика Карелия) входит в дивизион АО «Северсталь». Производит железорудный концентрат, опплюсованные и неопплюсованные окатыши для металлургической промышленности.
2. ОАО «ВоркутаУголь» (Республика Коми) входит в корпорацию АЕОН. Основная деятельность – добыча и обогащение коксующегося угля.
3. АО «АГД Даймондс» (Архангельская область). Основная деятельность – поиск, добыча и переработка алмазов, цветных и редких благородных металлов.
4. АО «Апатит» (Мурманская область) является частью Череповецкого химического кластера «Фосагро». Основные виды деятельности – освоение месторождений,

- производство нефелинового и апатитового концентратов.
5. АО «Кольская ГМК» (Мурманская область) - дочернее предприятие ПАО «ГМК Норильский никель». Основная деятельность - добыча медно-никелевых руд, производство цветных металлов.
 6. АО «Северо-Западная Фосфорная Компания» (Мурманская область) входит в ПАО «Акрон». Осуществляет разработку месторождения «Олений Ручей» и производит апатитовый концентрат.
 7. АО «Ковдорский горно-обогатительный комбинат» (Мурманская область) является подразделением Горнорудного дивизиона АО «МХК ЕврОхим». Основная деятельность – добыча руд, производство железорудного, бадделеитового и апатитового концентратов.
 8. АО «Ловозерский горно-обогатительный комбинат» (Мурманская область) является частью Горнорудного дивизиона Госкорпорации «Росатом». Предприятие единственное в России добывает руды редкоземельных металлов, в т.ч. лопарит.
 9. АО «Оленегорский ГОК» (Мурманская область) входит в состав Горнодобывающего дивизиона ПАО «Северсталь». Основным видом деятельности – производство железорудного концентрата, товарного щебня и ферритовых стронциевых порошков.
 10. ПАО «ГМК Норильский никель» (Красноярский край). Осуществляет производство цветных и драгоценных металлов.
 11. АК «Алроса» (Республика Саха). Основная деятельность – добыча и реализация алмазов, производство бриллиантов.
 12. АО «САРЫЛАХ-СУРЬМА» (Республика Саха) является частью ООО «ГеоПроМайнинг». Осуществляет добычу и переработку золотосурьмяной и других руд драгоценных металлов.
 13. АО «Зырянский угольный разрез» (Республика Саха). Основным видом деятельности является добыча коксующегося угля, обогащение и агломерация.
 14. ООО «Нерюнгри металлик» (Республика Саха) входит в состав международной компании Nordgold. Основная деятельность – освоение золоторудного месторождения «Гросс».
 15. ПАО «Селигдар» (Республика Саха). Основными видами деятельности являются добыча золота открытым способом месторождений Нижнеякокутского рудного поля, переработка путем кучного выщелачивания.
 16. ООО «Эльгауголь» (Республика Саха). На базе Эльганского месторождения производит высококачественный коксующийся уголь с аномально низким содержанием серы и фосфора.
 17. АО «ХК «Якутуголь»» (Республика Саха) входит в ПАО «Мечел». Основным видом деятельности – производство твердого коксующегося угля, поставляемого металлургическим и коксохимическим предприятиям.
 18. АО «Золото Селигдара» (Республика Саха) входит в ПАО «Селигдар». Основная деятельность – освоение золоторудных месторождений ГРК Нижнеякокутский,

участок Межсопочный и ГРК Подголечный.

19. АО «Кировский угольный разрез» (Республика Саха). Осуществляется добыча бурого угля.
20. ОАО «Рудник Каральвеем» (Чукотский АО) входит в состав ООО «Золотые проекты». Осуществляется добыча руд и песков драгметаллов.
21. АО «Шахта угольная» (Чукотский АО). Производится добыча бурого угля.
22. АО «Чукотская горно-геологическая компания» (Чукотский АО). Основной вид деятельности – разработка золотосеребряного месторождения Купол.

Для оценки возможности реализации инновационного потенциала горно-обогатительными предприятиями использовались методики А.А. Трифиловой [2] и Ж.Ю. Соколовой [3]. При определении инновационного потенциала используется трехмерный показатель:

$$S = \{S1(x1); S2(x2); S3(x3)\},$$

где: $x1$ - имеет собственные оборотные средства (E_c),
 $x2$ - собственные оборотные и долгосрочные заемные средства (E_d),
 $x3$ – определяет общую величину средств (E_o).

Если $S(x)$ больше 0, то = 1, если $S(x)$ меньше 0, то = 0.

Выделяются четыре варианта финансовой устойчивости предприятия:

1. Если $S = (1; 1; 1)$, то предприятие характеризуется абсолютной финансовой устойчивостью и высокими инновационными возможностями.
2. Если $S = (0; 1; 1)$, то предприятие характеризуется нормальной финансовой обеспеченностью и средними инновационными возможностями.
3. Если $S = (0; 0; 1)$, то предприятие характеризуется неустойчивым финансовым положением и низкими инновационными возможностями.
4. Если $S = (0; 0; 0)$, то предприятие характеризуется кризисным финансовым положением и не имеет возможности реализации инновационных технологий.

В результате расчетов определена финансовая устойчивость горно-обогатительных предприятий АЗРФ за 2018 и 2023 гг. Десять горно-обогатительных предприятий АЗРФ за анализируемый период 2018 и 2023 гг. не изменили свое финансовое положение. Абсолютная финансовая устойчивость, и соответственно высокие инновационные возможности, характерны для АО «САРЫЛАХ-СУРЬМА», АО «Кольская ГМК» и АО «Шахта угольная».

Нормальной финансовой устойчивостью и средними инновационными возможностями за исследуемые года обладает ООО «Эльгауголь».

Неустойчивым финансовым состоянием, и соответственно низкими инновационными возможностями, характеризуются АО «Воркутауголь», АО «Северо-Западная Фосфорная Компания», ООО «Ловозерский ГОК», ПАО «ГМК Норильский никель», АО «Золото Селигдара», АО «Чукотская горно-геологическая компания».

Пять предприятий улучшили свое финансовое положение. АО «Рудник Каральвеем» перешел из группы предприятий с нормальной устойчивостью к абсолютной, АО «Кировский угольный разрез» - с неустойчивого к абсолютной, ПАО

«Алроса», ПАО «Селигдар» и АО «Якутуголь» - с неустойчивого к нормальной устойчивости. Одно предприятие АО «АГД Даймондс» в 2018 г. характеризовалось кризисным финансовым положением. В 2020-2022 гг. свое состояние улучшило.

Для определения эффективности экономической деятельности арктических горно-обогатительных предприятий выполнен расчет рентабельности продаж [4]. Из 22 рассматриваемых предприятий семь характеризуются значениями рентабельности выше нормативной за 2018 и 2023 гг.: АО «Кольская ГМК», ПАО «ГМК Норильский никель», ПАО «Алроса», АО «САРЫЛАХ-СУРЬМА», ООО «Эльгауголь», АО «Чукотская горно-геологическая компания», АО «Рудник Каральвеем».

В результате проведенных исследований из 22 горно-обогатительных предприятий АЗРФ только пять (ПАО «Алроса», АО «Кольская ГМК», АО «Рудник Каральвеем», АО «САРЫЛАХ-СУРЬМА», ООО «Эльгауголь») показали стабильное финансовое положение и необходимую рентабельность для реализации инновационного потенциала.

Список использованных источников

1. База данных бухгалтерской отчетности предприятий РФ [Электронный ресурс]. URL:https://www.audit-it.ru/buh_otchet/ (дата обращения: 25.04.2024)
 2. Трифилова А.А. Оценка эффективности инновационного развития предприятия. – М.: Финансы и статистика, 2005. 304 с.
 3. Соколова Ж.Ю. Оценка инновационного потенциала предприятия // Вестник университета. – 2014. – № 14. – С. 79-82.
 4. Цукерман В.А., Горячевская Е.С. Оценка финансовых возможностей реализации инновационного потенциала горными предприятиями цветной металлургии Севера и Арктики // Арктика и Север. 2021. №43. С. 77-88.
-

Economic assessment of the innovation potential of mining enterprises Arctic Zone of the Russian Federation

Tsukerman V.A., Goryachevskaya E.S.

An economic assessment of the implementation of the innovative potential of Arctic mining and processing enterprises for 2018-2023 is considered. The assessment based on a three-dimensional indicator of financial stability and profitability of sales showed that only 5 out of 22 enterprises could realize their innovative potential.

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА,
ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ НПК "МЕХАНОБР-ТЕХНИКА"
В ОБЛАСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ МЕТОДАМИ
МАГНИТНОЙ, ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ И ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКОЙ
СЕПАРАЦИИ**

М.В. Черкасова, А.О. Мезенин, В.С. Антонова

НПК «Механобр-техника», Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: nto@mtspb.ru

Представлены результаты научно-технологических испытаний компании в области магнитной и электростатической сепарации на примере вторичных отходов металлургической отрасли. Были приведены результаты технологических испытаний с применением лабораторного аппарата AP-30 для изучения влияния размагничивающего эффекта на последующие технологические операции классификации и разделения.

В настоящее время растет потребность в поставках отечественного оборудования для переработки труднообогатимых руд низкого качества, а также продуктов вторичного сырья. Материалы становятся все сложнее и требуют более гибкого подхода и комбинации сразу нескольких технологических приемов и инженерных решений, а также проведения более детальных технологических испытаний.

Была разработана технология мокрой магнитной сепарации для переработки хвостов никелевых отходов дофлотации. Была поставлена задача: повысить содержание никеля с 0,5 % до 1%. Материал представлял собой вязкую густую пульпу крупностью менее 71 мкм. Была проведена серия опытов с использованием мокрых магнитных сепараторов барабанного типа серии ПБМ и ЭБМ. Первый этап разделения проводился на магнитном сепараторе ПБМс магнитной системой, обеспечивающей магнитную индукцию 0,35 Тл. Второй этап осуществлялся на сепараторе типа ЭБМ с изменением величины магнитной индукции 0,08 – 0,13 Тл. Наилучшие результаты были достигнуты при малой магнитной индукции -0,08 Тл с перечисткой материала.

Переработка вторичных материалов, особенно металлургических шлаков, приобретают всю большую актуальность. Так были проведены испытания по возможности доизвлечения ферромарганца из доменных шлаков. Испытания проводились с использованием двух видов сепарации – магнитной и электростатической. Для отделения сильномагнитных частиц исходный материал был пропущен на барабанном магнитном сепараторе ПБСЦ с магнитной системой на магнитах NdFeB, в результате чего было выделено 5% магнитного продукта. С целью более глубокого извлечения металлического ферромарганца дальнейшее обогащение

проводилось с немагнитным продуктом на электростатическом сепараторе ЭЛКОР-1. Данный сепаратор позволяет разделять материалы по проводниковым свойствам. В результате электростатической сепарации было получено 3 продукта: концентрат, промпродукт и хвосты. В результате испытаний и подбора режимов на магнитном и электростатическом сепараторах удалось извлечь металлический ферромарганец на 14,9%.

Важнейшей особенностью магнитной сепарации является эффект флокуляции ферромагнитных частиц после прохождения их через магнитные сепараторы. Образующиеся флокулы укрупняют сепарируемый продукт, а также включают в свои структуры захваченные частицы немагнитной фракции, что понижает качество конечных магнитных концентратов, снижает извлечение целевого продукта, а также понижает эффективность тонкого гидравлического грохочения и классификации в гидроциклонах. Магнитные флокулы могут также образовываться при воздействии магнитного поля Земли на частицы природных ферромагнетиков, например, магнетита. Поскольку промышленные схемы обогащения магнетитовых руд предусматривают несколько последовательных приемов магнитной сепарации, перед последними приемами сепарации необходимо проводить размагничивание ферромагнитных частиц с целью устранения магнитной флокуляции и повышения технологических показателей обогащения с переводом железорудных концентратов в более высокую категорию.

Кроме того, размагничивание, например, магнетитовых концентратов перед операциями их фильтрации позволяет снизить толщину гидратных слоев между минеральными частицами и повысить скорость эвакуации жидкой фазы из кека при любых видах фильтрации, как гипербарической, так и вакуумной или напорной, что приводит к существенному понижению конечной влажности концентрата и снижению затрат на их сушку.

«Механобр-техника» является лидирующим производителем размагничивающих аппаратов проточного типа, работающих на переменном токе промышленной частоты. Компания конструирует и производит более 5 типоразмеров аппаратов, начиная от лабораторного AP-30 и до промышленных AP-500, как в горизонтальном, так и в вертикальном исполнении, где цифровой индекс в марке аппарата обозначает его условный внутренний диаметр. Долговечность работы размагничивающих аппаратов обеспечивается износостойкими полимерными вставками и специальными защитными кожухами.

Были проведены технологические испытания с применением лабораторного аппарата AP-30 для изучения влияния размагничивающего эффекта на последующие технологические операции классификации и разделения. В качестве классифицирующего оборудования для отсева железной руды был разработан макет грохота «Derrick». В качестве рассеивающего материала использовалась намагниченная и размагниченная железная руда. При отсеве размагниченного материала содержание верхнего класса уменьшилось на 17-20%, что обеспечивается разрушением магнитных флокул в результате размагничивания материала и как следствие, повышением

эффективности процесса классификации.

Таким образом, разработка комбинированных технологий на базе физических методов обогащения и обеспечение таких технологий эффективным отечественным оборудованием позволяет успешно решать задачи импортозамещения в горно-перерабатывающей отрасли и в индустрии переработки вторичных материальных ресурсов.

Technological capabilities of NPK "Mekhanobr-tekhnika" in the field of mineral enrichment by methods of magnetic, electromagnetic and electrostatic separation

Cherkasova M.V. Mezenin A.O., Antonova V.S.

The results of the company's scientific and technological tests in the field of magnetic and electrostatic separation are presented using the example of secondary waste from the metallurgical industry. The results of technological tests using the AR-30 laboratory apparatus were presented to study the influence of the demagnetizing effect on subsequent technological operations of classification and separation.

СРАВНИТЕЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАФИТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАВАЛЬЕВСКОЕ (УКРАИНА) И ИХАЛЬСКОЕ (РЕСПУБЛИКА КАРЕЛИЯ, РОССИЯ)*

В.В. Щипцов^{1,2}, В.В. Ковалевский¹

¹ Институт геологии КарНЦ РАН, г. Петрозаводск, Российская Федерация,
e-mail: vv.shchiptsov@gmail.com

² Петрозаводский государственный университет (ПетрГУ),
г. Петрозаводск, Российская Федерация

Приведены общие сведения о двух крупных месторождениях графитовых руд восточной части Европейского континента – Завальевское и Ихальское. Показаны сравнительные результаты исследований этих месторождений, выполненных на современном уровне.

Особенности строения кристаллической решетки графита преломляются в физических свойствах этого минерала. В практическом отношении важное место отводится чешуйчатому графиту.

Чешуйчатый графит представляет собой кристаллические мелкие чешуйки графита в виде отдельных, плоских, похожих на пластины частиц с содержанием $C_{орг}$ 80–98%, и связан с метаморфическими породами, в которых органический углерод, отложенный в осадочных породах, преобразован в графит под воздействием давления,

* Работа выполнена в рамках государственного задания по темам №216 и №217 плана НИР ИГ КарНЦ РАН, финансируемых Министерством науки и высшего образования, Российская Федерация.

обычно превышающего 5 кбар и температуры около 650–700°C. Метаморфические реакции, в результате которых образуется графит, приводят к высокой электропроводности, поляризуемости и пониженной теплопроводности.

В данном сообщении приводится сравнительная характеристика именно чешуйчатого графита двух месторождений восточной части Европейского континента – это эксплуатируемое Завальевское месторождение (Украина) и Ихальское (Ихала-3) месторождение (Республика Карелия). По размерам и форме рудных тел, изменчивости их мощности, внутреннего строения и особенностям распределения графита эти месторождения соответствуют второй группе по классификации запасов и прогнозных ресурсов месторождений графитовых руд.

По разведанным запасам и масштабу добычи Завальевское месторождение, эксплуатируемое с 1930 года, является одним из крупнейших на территории бывшего СССР. Ихальское месторождение (Ихала III), открытое в 1971 году, рассматривалось как вторая минерально-сырьевая база графита в европейской части бывшего СССР.

В настоящее время графит вызывает повышенный интерес в связи с резкой динамикой спроса на промышленные концентраты высокочистого графита, что стало актуальным на примере динамики развития и оценки объектов в Норвегии, Финляндии и Швеции на территории Фенноскандинавского щита [1].

Промышленные залежи чешуйчатого графита Завальевского месторождения связаны с палеопротерозойскими образованиями тетерьевской серии в составе Украинского кристаллического массива (хронологический интервал 2.5-2.3 млрд. лет). Продуктивная толща на месторождении представлена графитоносными биотит-хлоритовыми и полевошпат-гранатовыми гнейсами и состоит из 1-5 графитсодержащих горизонтов, разделенных безрудными гнейсами. Мощность горизонтов варьирует от 3.5 до 70 м. Протяженность сотни метров. Общая площадь месторождения около 50 км². Рудные тела имеют пластовую и линзовидную формы, сложены вкрапленными рудами. Графит в этих телах крупночешуйчатый (размером от 0.1 до 1-2 мм). Среднее содержание 6-10%. Иногда чешуйки графита объединяются в пятнистые агрегатные скопления. Мощность продуктивной толщи не выдержана: в северном крыле она достигает 250 м, а в южном резко сокращается до 15 м [2].

К продуктивным на графит относятся отложения зональной коры выветривания Завальевского месторождения. Она развивается по графитоносным гнейсам, содержащим в руде до 10% чешуйчатого графита. Выветрелые и твердые коренные графитовые руды месторождения обогащаются флотацией с получением концентратов [2]. Добыча руды производилась в последние годы из карьера «Юго-Восточный», глубина которого 175 м и 2х1 км - размер дневной поверхности.

Ихальское месторождение чешуйчатого графита на Фенноскандинавском щите приурочено к стратиформной графитовой в кристаллических сланцах формации людиковийской системы палеопротерозоя в интервале 2.1-1.92 млрд. лет. Ихальское месторождение представляет собой крутопадающее пластообразное тело, сложенное, главным образом, графитсодержащими биотитовыми сланцами и мигматитами по ним,

вытянутое в субмеридиональном направлении, выклинивающееся на севере и на юге. Площадь составляет 8.2 км². Длина залежи по простиранию составляет 1700 м, мощность достигает 450 м. По падению залежь прослежена до глубины около 100 м и не имеет признаков разубоживания. Основным природным типом графитовых руд Ихальского месторождения являются мелко-, среднезернистые биотитовые гнейсы с содержанием чешуйчатого графита от 2.8 до 9.2% и более. Размеры чешуек колеблются в пределах от 0,01 до 3-4 мм. В отдельных случаях наблюдаются концентрации графита в виде гнезд или тонких прожилков. Другие минеральные разновидности графитоносных метаморфитов имеют подчиненное значение, обычно они образуют полосы и линзы среди графитосодержащих биотитовых гнейсов. В результате технологических испытаний получены концентраты, отвечающие требованиям ГОСТ по ряду направлений, что позволяет получить стандартизованную конечную продукцию [3, 4].

Генетически Завальевское и Ихальское месторождения образовались в процессе регионального метаморфизма первично-осадочных алюмосиликатных пород, содержащих в составе рассеянное углеродное вещество [2, 3]. Метаморфогенные месторождения графита имеют основное значение в мировом балансе графитового сырья.

Сканирующие электронномикроскопические (СЭМ) изображения поверхности сколов графита из месторождения Завальевское характеризуются относительно «чистой» поверхностью без существенного наличия неуглеродных включений. Вместе с тем для фактически однородного углерода определяется присутствие значимого количества железа, которое не видно на изображении участка в виде светлых включений, вследствие его чрезвычайно мелкодисперсного распределения.

Наличие других элементов связано с видимыми минеральными образованиями. Небольшие содержания других элементов могут не выявляться, поскольку данная область находится в массе углерода. СЭМ изображения графита месторождения Ихала отличаются более высоким содержанием микронных минеральных компонент, как алюмосиликатов, так и сульфидов, которые, однако, могут быть удалены при различных типах сепарации. Углерод не содержит видимых минеральных компонент и является, по сравнению с углеродом Завальевского месторождения более «чистым», без каких-либо следов других элементов (таблица).

Графит с совершенной кристаллической структурой имеет одну линию (G) первого порядка при 1562 см⁻¹. G-тип колебаний молекул графита формируется атомами углерода, расположенных в плоскости графитовых сеток. В спектре графита, имеющего дефекты, присутствуют дополнительные линии первого порядка [5].

Рамановские спектры графита из месторождения Завальевское отражают его различную структурную упорядоченность, которая выражается в появлении небольшого пика D различной интенсивности при 1353 см⁻¹. Появление пика D свидетельствует о незначительной дефектности слоев графита, связанных с уменьшением размеров бездефектных областей. Рассчитанный минимальный размер бездефектных областей для дефектных графитов месторождения Завальевское составил 23 нм. Графит

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

из месторождения Ихальское отличается более однородной структурой, характерной для «идеального» графита.

Таблица - Результаты энергодисперсионного анализа графитов месторождений Завальевское и Ихальское

Месторождение	Spectrum	C	O	Al	Si	S	Fe	Total
Завальевское	1	99,51					0,49	100
	2	97,51	2,09				0,39	100
Ихальское	1	100,00						100
	2	66,90	3,03	0,18	0,25	9,29	20,34	100
	3	89,90	2,89		0,22	1,91	5,08	100
	4	57,65	8,01	0,33	0,77	10,08	23,16	100

На электронномикроскопических изображениях графитов на просвет (ПЭМ) и электронные микродифракционные (МКД) для графитов Завальевского месторождения характерно присутствие 2 типов строения: поликристаллического и преобладающего, монокристаллического графита. В поликристаллическом графите выявляются наноразмерные (~ 10 нм) включения тяжелых примесей. При этом примеси окружены относительно толстой сферической углеродной оболочкой, образовавшейся, по-видимому, под их каталитическим воздействием. Малые размеры не позволяют их идентифицировать, но свидетельствуют о том, что данные примеси являются неудаляемыми. Графит из месторождения Ихальское является более структурно однородным и представлен, в основном, монокристаллическим типом.

Таким образом, полученные данные с использованием современной аппаратуры позволяют сделать заключение об определенном сходстве чешуйчатых графитов Завальевского и Ихальского месторождений.

Список использованных источников

1. Щипцов В.В. Графитовые рудные районы Фенноскандинавского щита // Труды КарНЦ РАН. 2022. №2. – С. 33-49
2. Ерёмин Н.И. Графит // Неметаллические полезные ископаемые. М.: МГУ, 2004. – С.151-169
3. Скамницкая Л.С., Бискэ Н.С. Графитовые руды Ихальского месторождения: основные природные типы и их технологическая оценка // Горный журнал. 2019, № 3. – С. 55-60
4. Леонтьев А.Г., Михайлов В.П., Бискэ Н.С. Графит // Минерально-сырьевая база республики Карелия /Кн.2. Неметаллические полезные ископаемые. Подземные воды и лечебные грязи. – Петрозаводск: 2006, иид. «Карелия». С. 40- 47
5. Филиппов М.М. Рамановская спектроскопия как метод изучения глубоко углефицированного органического вещества. Ч.1. Основные направления использования // Труды КарНЦ РАН. 2014 №1. – С.115-134

Comparative study of graphites from the Zavalievskoe (Ukraine) and Ikhala (Republic of Karelia, Russia) deposits

Shchiptsov V.V., Kovalevsky V.V.

General information about two large deposits of graphite ores in the eastern part of the European continent - Zavalievskoe and Ikhalskoe - is given. The comparative results of modern research of these deposits are shown.

МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО ИЗУЧЕНИЯ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ ПЕГМАТИТОВ ПРИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИСПЫТАНИЯХ

**Ю.М. Астахова, В.Е. Жукова, Е.Г. Ожогина, В.А. Рассулов, Н.А. Сычева,
Ю.Н. Шувалова, О.А. Якушина**

Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья
им. Н.М. Федоровского (ФГБУ ВИМС), Москва, Российская Федерация,
e-mail: zhukova@vims-geo.ru

Оценка качества литиевых руд методами минералогического анализа включает определение их состава и морфоструктурных характеристик. Объективная минералогическая информация о литиевых пегматитах позволяет прогнозировать их поведение в технологических процессах и качество ожидаемых продуктов.

Литий относится к числу «критически важных элементов» и, обладая уникальными свойствами, широко используется в современных технологиях. Этот металл используется в различных отраслях промышленности: медицине, электронике, атомной, текстильной и т.д. По своему влиянию на развитие мировой экономики литий играет решающую роль и не собирается сдавать свои позиции. Потребность в литии будет только возрастать. Согласно докладу академика, д.г.-м.н. Бортникова Н.С. «Минеральные ресурсы высокотехнологичных металлов в России: проблемы и перспективы» в рамках международной конференции «Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья» (Плаксинские чтения 2023), за последние годы потребление лития увеличилось на 2109%.

В настоящее время получение лития в России из собственного минерального сырья не осуществляется по ряду причин. Распоряжением Правительства РФ от 28 декабря 2022 г. «Об утверждении стратегии развития металлургической промышленности РФ на период до 2030 г» в рамках создания комплекса мер по развитию сырьевой базы и обеспечению сырьевой безопасности российской металлургической отрасли указана целесообразность добычи лития в нашей стране.

Более 70% запасов лития в РФ связаны с редкометалльными пегматитами, которые в полтора раза беднее по содержанию Li_2O пегматитов разрабатываемых зарубежных месторождений и отличаются худшими показателями обогащения [1]. Как правило, месторождения лития расположены в сложных ландшафтно-климатических условиях и неблагоприятных географо-экономических регионах. Тем не менее, остро поставлена задача решить проблемы импортозамещения литиевого минерального сырья. В настоящий момент наиболее перспективным является Колмозерское месторождение (Мурманская область), с которым связано 23,8% балансовых запасов лития в России, и руды Гольцовского месторождения в Иркутской области (геолого-промышленный тип -

рубидий-цезиевый в танталоносных пегматитах) [2].

Редкометалльные пегматиты являются комплексными рудами, в них присутствует более 80 минералов, содержащих литий (силикаты, алюмосиликаты, фосфаты), а также минералы тантала, олова, бериллия, вольфрама. Главный минерал в рудах обычно представлен сподуменом.

Такие руды могут быть вовлечены в рентабельную отработку только при использовании эффективных технологий их добычи и, главным образом, переработки. В связи с этим резко возрастает роль оценки качества литиевых руд, которая должна проводиться на всех стадиях их геологического изучения и освоения.

Основными задачами минералогического изучения редкометалльных и, в частности, литиевых руд, являются определение текстурно-структурных характеристик руды и полное определение минерального состава руды и продуктов переработки на качественном и количественном уровне с идентификацией всех минералов (фаз), включая выявление и диагностику форм нахождения лития, а также сопутствующих, в том числе вредных компонентов. Решение этих задач обеспечивается изучением руд комплексом методов минералогического анализа [3]. При этом следует подчеркнуть, что если руды ранее не исследовались, необходимо применение полного комплекса методов, что позволит получить максимально возможную информацию о них. В тех случаях, когда есть предварительные данные о составе и строении руд, число применяемых методов может быть сокращено. Однако это не должно сказаться на качестве минералогической информации, необходимой и достаточной для проведения оценки руд.

При минералогическом изучении литиевых руд необходимо диагностировать все литиевые и литийсодержащие минералы и определить их содержание, выявить гетерогенность минеральных зерен и/или агрегатов, обусловленную различными причинами, в том числе их вторичными преобразованиями. Последнее особенно важно при оценке руд техногенного происхождения (отвалы, отходы обогащения). По возможности рекомендуется определять физические свойства рудных минералов (плотность, твердость, хрупкость), влияющие в дальнейшем на процессы обогащения.

Некоторые трудности, связанные с выделением мономинеральных фракций, представляет определение Li_2O в минералах и поминеральный баланс этого компонента, так как именно этот показатель определяет качество конечных продуктов. Учитывая, что литиевые руды практически всегда комплексные, необходимо выявить и идентифицировать форму нахождения других редких элементов (рубидий, тантал, цезий, ниобий, бериллий и пр.). Эти элементы могут образовывать как самостоятельные минеральные формы, так и изоморфно входить в кристаллическую структуру других минералов. Одной из основных проблем, с которой сталкиваются минералоги при изучении литиевых руд, является невозможность определения элементного состава минералов, содержащих литий и бериллий, методами электронной микроскопии, поскольку эти элементы требуют специальных методов анализа.

Важное значение имеет определение гранулярного состава минералов, их

морфометрических параметров, характера взаимоотношения (срастания) минеральных индивидов агрегатов, степени раскрытия полезных минералов в продуктах обогащения. Эту информацию позволяет получить применение оптико-петрографического и минераграфического методов. Поскольку пегматиты в большинстве своем характеризуются крупно- и гигантозернистой структурой, желательным представляется изготовление шлифов и приполировок нестандартного (более крупного) размера

Как показывает опыт, литиевые руды, связанные с пегматитами, характеризуются в основном массивной и полосчатой, в отдельных случаях пятнистой, полосчато-зональной, гнейсовидной текстурами. Структура руд преимущественно разнозернистая (от мелко- до крупно- и гигантокристаллической), реже проявлены пегматитовая, пойкилитовая, аплитовидная, гранитная структуры.

По минеральному составу литиевые пегматиты близко одинаковые, но различаются по содержанию минеральных фаз. Промышленную ценность в рудах представляет сподумен, который нередко является главным рудным минералом, содержание его варьирует от 2,5% до 22%. Главный породообразующий минерал - плагиоклаз. В подчиненном количестве присутствуют кварц, калиевый полевой шпат, слюды. В рудах встречаются турмалин, гранат, апатит, холмквистит, литиофилит, гидроксиды железа и марганца, пирит, карбонаты, сфалерит, пирротин и др. При этом следует отметить, что литий может изоморфно входить в структуру мусковита, турмалина, плагиоклаза и реже граната.

Размер зерен сподумена варьирует от 0.1 мм до первых десятков сантиметров, нередко сподумен в рудах представлен несколькими морфологическими разновидностями, что в дальнейшем определяет его раскрытие в продуктах обогащения. По сравнению с породообразующими минералами, сподумен отличается более высокой плотностью, что позволяет рассматривать возможность гравитационного обогащения литиевых пегматитов. В тоже время следует отметить, что минерал подвержен вторичным изменениям: одновременно с практически неизменными кристаллами присутствуют в различной степени преобразованные зерна, а в техногенных образованиях - глинистые агрегаты с реликтами сподумена.

Необходимо обратить внимание на блочность и трещиноватость сподумена. Межблоковые пространства и трещины обычно выполнены кварцем, слюдой и глинистыми минералами. Вторичные преобразования сподумена непременно скажутся на обогащении руд, за счет уменьшения плотности и повышения хрупкости минерала. Изменение сподумена также приводит к потере минералом лития, что в целом может привести к снижению качества конечных продуктов.

Для диагностики сподумена и оценки степени раскрытия его сростков в продуктах технологического обогащения эффективным является люминесцентно-стереоскопический метод, позволяющий экспрессно определять люминесцирующие минералы невооруженным глазом или с помощью стереоскопического микроскопа с использованием источника ультрафиолетового излучения. При этом следует иметь в виду, что иногда у сподумена отсутствует люминесценция в ультрафиолетовых лучах,

что, вероятно, связано с интенсивностью его выветривания и вторичного изменения.

Материал тонких классов крупности для оценки раскрытия сростков сподумена и потерь его в хвостах обогащения необходимо просматривать в специальных оптических препаратах с помощью поляризационного микроскопа.

Специфические особенности сподуменовых пегматитов (комплексный состав, одновременное присутствие нескольких полезных минералов и полиминеральных агрегатов, состоящих из тесно ассоциирующих минералов, например, слюд, разного гранулярного состава, гетерогенность минеральных зерен, интенсивность вторичных изменений и пр.) в отдельных случаях затрудняют определение количественного минерального состава. Необходимо комплексирование оптико-минералогического анализа с рентгенографическим фазовым, химическим и другими методами анализов.

Многолетний опыт исследования литийсодержащего сырья позволяет говорить о возможности проведения оценки качества литиевых руд комплексом методов минералогического анализа. Выявляемые особенности состава и строения руд определяют перспективы их промышленного использования.

Список использованных источников

1. Литий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы /Т.П. Линде, О.Д. Ставров, Юшко Н.А. и др. //Минеральное сырье. Сер. Геолого-экономическая. 2000. № 6. 116 с.
 2. Современные технологии освоения минерально-сырьевой базы лития /А.В. Курков, Е.Г. Лихникевич, С.И. Ануфриева и др. //Минеральное сырье. 2018. № 35. 74 с.
 3. Методические рекомендации НСОММИ № 202. Комплексное минералогическое изучение литийсодержащего минерального сырья и продуктов его обогащения. 2024. 36с.
-

Methodical features of rare metal pegmatite mineralogical study at technological tests

**Astakhova Yu.M., Zhukova V.E., Ozhogina E.G., Rassulov V.A.,
Sycheva N.A., Shuvalova Yu.N., Yakushina O.A.**

The Lithium ores quality assessment by the methods of mineralogical analysis includes the determination of their composition and morphostructural characteristics. Objective mineralogical information, primarily about Lithium pegmatites, makes it possible to predict ores behavior in technological processes and the quality of expected products.

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ И ОБЕСШЛАМЛИВАНИЕ РЯДОВОГО МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Д.В. Шехирев¹, Е.Л. Чантурия^{1,2}, Х.К. Рахимов¹

¹ Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация

² Институт проблем комплексного освоения недр им. Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Проведено изучение гранулометрического состава рядового магнетитового концентрата. Используются методы ситового и дисперсионного анализа, а также аппаратные методы (лазерный гранулометр и комплекс MLA). Аппаратные методы, в отличие от традиционных, показали, что значительное количество частиц имеет размер менее 27 микрон. Разница в результатах анализа может быть объяснена явлением магнитной флокуляции. Изучен процесс удаления шламов из концентрата по методу, рекомендованному в зарубежной литературе для железной руды. Результаты расчета извлечения шламов во фракции слива по предложенной в литературе формуле не совпали с данными эксперимента. Предложен другой, адекватный эксперименту, способ расчета, который показал существенно меньшее извлечение шламов во фракции слива. Сделан вывод о нецелесообразности применения данного метода удаления шламов для рядового магнетитового концентрата.

Наличие шламов, как правило, оказывает отрицательное влияние на процесс флотации железных руд, способствуя снижению селективности разделения и качества концентратов, а также вызывает повышение расхода реагентов. В работе исследована степень дисперсности магнетитового концентрата V стадии ММС Михайловского ГОКа, изучен процесс его обесшламливания, определен минеральный и химический состав фракций, выделенных при обесшламливании.

Из литературных данных известно [1-3], что железные руды как правило, положительно реагируют на снижение уровня содержания шламов в материале, направляемом на флотацию. Шламы, не удаленные на стадии обесшламливания, по-разному влияют на селективность флотации различных типов железных руд, поскольку поведение каждого типа руды связано с химическим, минеральным, гранулометрическим составом шламов. Если доля шламов, остающихся в пульпе после обесшламливания (в иностранных источниках -так называемый уровень «by-pass») ниже 4%, то это способствует селективности флотации и существенному снижению содержания примесей в концентрате. [1].

Изучение гранулометрического состава пробы рядового магнетитового концентрата проводили ситовым и дисперсионным анализами. Ситовой анализ проводили вручную мокрым способом на стандартном наборе лабораторных сит. Дисперсионный анализ проводили по классической методике методом взмучивания и отстаивания при высоте зоны слива 30 см [4]. Материал предварительно замачивали в течение суток в воде при рН 10.5 (NaOH) для снижения эффекта флокуляции частиц.

Результаты ситового и дисперсионного анализов объединены и представлены в таблице 1 и на рисунке 1. Эти результаты показали, что частицы материала находятся более, чем на 63% в диапазоне крупности -0,04 мм. При этом подавляющая масса частиц (87,4%) находится в диапазоне крупности -0,05 +0,027 мм, доля шламов -0,027 мм немногим более 1%. Доля частиц крупнее 0,071 мм всего 1,6%. Указанные результаты совпадают с полученными на этом же материале в ранее проведенных исследованиях [5].

Результаты исследования крупности частиц на лазерном гранулометре «Analizette 22») и методом MLA указывают на более тонкую, чем при ситовом и дисперсионном анализе, крупность частиц в материале концентрата (рисунки 1, 2). Содержание класса -0,04 мм 85%, при этом в классе -0,027 мм (-27 мкм) находится значительная доля частиц – 64% по данным MLA и 70% по данным лазерного гранулометра. Зерна

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

магнетита находятся в классе -27 мкм на 70%, гематита – на 64%, кварца – на 51% и селадонита – на 75%. Таким образом, по данным инструментальных методов, материал в значительной степени представлен тонкими частицами класса -0,027 +0 мм.

Таблица 1 - Гранулометрический состав концентрата и распределение элементов по классам крупности (по данным ситового и дисперсионного анализа, РФА)

Размер частиц, мкм		Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %			
«-»	«+»		Na ₂ O	SiO ₂	K ₂ O	Fe общ	Na ₂ O	SiO ₂	K ₂ O	Fe общ
0,25	0,2	0,09	0,16	14,62	0,20	63,41	0,13	0,12	0,09	0,09
0,2	0,1	0,51	0,24	40,13	0,56	38,80	1,07	1,80	1,32	0,31
0,1	0,071	1,04	0,20	40,23	0,94	28,44	1,81	3,66	4,51	0,46
0,071	0,05	9,89	0,15	26,96	0,56	41,49	12,97	23,40	25,63	6,42
0,05	0,04	25,30	0,13	15,09	0,26	61,11	28,76	33,50	30,44	24,19
0,04	0,0271	62,14	0,08	5,66	0,11	70,09	41,27	30,85	31,58	68,15
0,0271	0,02	0,39	1,65	70,80	1,00	25,97	5,57	2,40	1,78	0,16
0,02	0,01	0,35	1,61	75,98	1,51	22,34	4,96	2,35	2,46	0,12
0,01	0	0,29	1,37	76,51	1,64	21,77	3,45	1,93	2,18	0,10
Всего		100	0,11	11,40	0,22	63,91	100	100	100	100

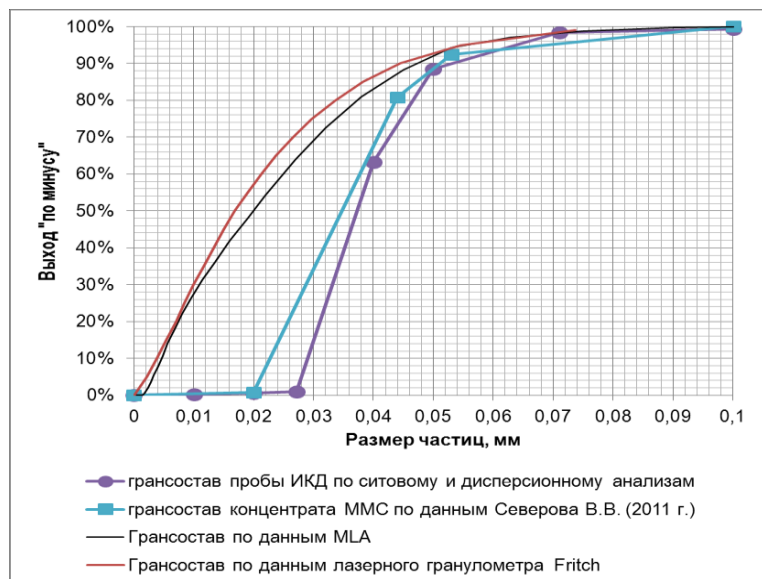


Рисунок 1. Гранулометрический состав концентрата (пробы ИКД) по данным дисперсионного и ситового анализа

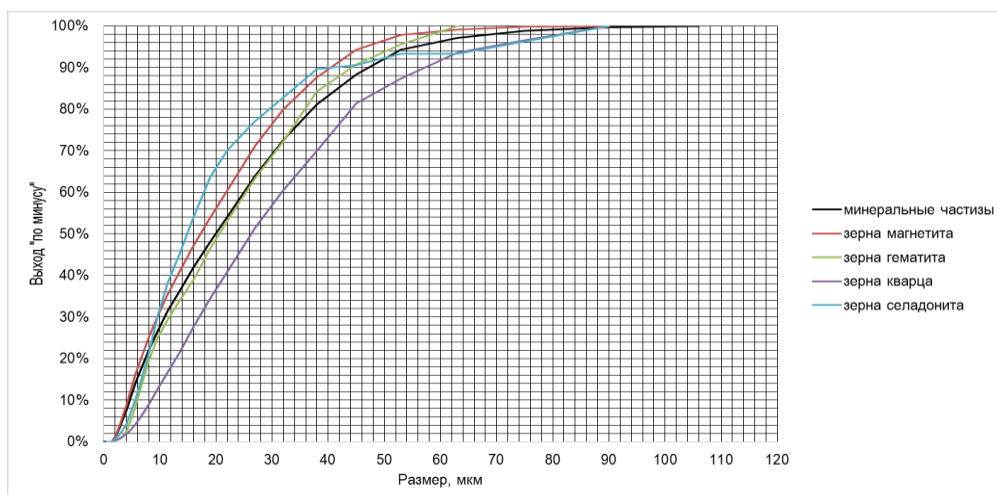


Рисунок 2 – Гранулометрический состав минеральных частиц и зерен минералов ИКД по данным MLA

Различие в гранулометрическом составе частиц, определенным различными методами, можно объяснить эффектом «закрупнения» частиц при ситовом и дисперсионном и ситовом анализе за счет эффекта магнитной флокуляции. В результате этого эффекта наблюдается тенденция к снижению содержания магнетита и увеличению содержания селадонита, кварца и эгирина в материале крупнее 0,04 мм. Соответственно, эта тенденция прослеживается для Fe общего, кремнезема, оксидов калия и натрия (см. таблицу 1).

Изучено удаление шламов из рядового магнетитового концентрата V стадии ММС Михайловского ГОКа. по методике «by-pass», описанной в работах [1-3].

Обесшламливание проб проводили в цилиндрическом сосуде из ПВХ. Масса пробы ИКД составляла 3333 г., первоначальный объем суспензии 4000 мл, при содержании твердого 50% массовых. Глубина суспензии составляла 20 см. Суспензию тщательно перемешивали в водопроводной воде при pH 10,5, создаваемом каустической содой и оставляли в покое на 5 минут. По прошествии этого времени верхнюю часть суспензии (12 см по глубине) отсифонивали, слив осуществляли в течение 1 минуты. Объем суспензии, оставшейся в сосуде, составлял 1600 мл. Затем проводили следующую стадию обесшламливания: разбавляли суспензию водой, доводя до первоначального объема, перемешивали при pH 10,5, выжидали 5 минут и снова отсифонивали верхнюю часть суспензии. Всего обесшламливание проводили в 5 стадий. Каждую фракции слива высушивали, взвешивали. Извлечение шламов в остаток суспензии в [1] оценивали из баланса объемов жидкой фазы:

$$\varepsilon_{bp} = [(1600 - V_o) / (1600 - V_o)] n \quad (1)$$

где V_o – объем руды в суспензии; 4000 мл – объем, первоначально занятый суспензией в сосуде; 1600 мл – объем, занятый суспензией в сосуде после удаления слива; n – количество стадий обесшламливания.

Продукты, полученные при обесшламливании, изучали методом количественного минералогического анализа с применением комплекса MLA. В таблице 2 представлено

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

объединение минералов в минеральные группы, осуществленное с целью упрощения представления результатов. Результаты экспериментов представлены в таблице 3.

Таблица 2 - Минеральные группы, полученные объединением минералов

Минеральная группа	Минералы, вошедшие в группу
Магнетит	Магнетит, магнетит + кварц, магнетит + кварц + селадонит
Гематит	Гематит
Карбонаты	Сидерит, анкерит, кальцит
Кварц	Кварц, кварц + магнетит
Полевые шпаты	Альбит, калиевый полевой шпат, плагиоклазы
Эгирин	Эгирин
Селадонит	Селадонит, мусковит
Хлорит	Хлорит, хлорит + мусковит
Прочие	Оливин, оливин + селадонит, барит, апатит, пирит, циркон

Таблица 3 – Массы и минеральный состав продуктов обесшламливания

Параметр	Фракции слива				
	№1	№2	№3	№4	№5
Масса фракций слива, г	1,021	1,486	1,158	0,973	0,716
Минеральный состав фракций слива, %					
Магнетит+	33,34	48,95	56,27	53,22	25,44
Гематит	0,84	1,11	2,11	0,25	0,14
Карбонаты	3,70	2,60	2,55	3,17	4,30
Кварц	44,16	34,66	27,27	30,74	49,82
Полевые шпаты	0,17	0,19	0,13	0,10	0,19
Эгирин	1,79	1,75	1,65	1,27	2,14
Селадонит	13,16	9,32	8,27	8,80	15,65
Хлорит	0,04	0,04	0,05	0,09	0,04
Прочие	2,80	1,38	1,70	2,36	2,28
Всего	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Масса «шламов» в исходном материале, удаляемых данным методом, несмотря на проведенный анализ грансостава, неизвестна. Расчет, проведенный по методике [2] предполагает свободное падение минеральных частиц. Однако методика [1], по которой проводили обесшламливание, основана на осаждении частиц в весьма плотной пульпе, содержащей, к тому же, подавляющее количество минеральных частиц с высокой плотностью. Исходную массу «шламов», т.е. частиц, реально переходящих в слив (при всех приемах), определяли расчетным путем. Расчет произведен двумя способами (таблица 4).

В первом способе частное извлечение шламов в каждом приеме обесшламливания принимали равным частному извлечению воды и рассчитывали по рекомендованной в [1] формуле (1). Величину массы «шламов» в исходной навеске подбирали, минимизируя сумму квадратов разностей между экспериментальной и расчетной массой шламов в сливе при всех пяти приемах обесшламливания. Однако

удовлетворительного совпадения расчетной массы шламов с экспериментальной достичь не удалось. Попытка расчета извлечения шламов в слив, основываясь на подобранном значении исходной массы шламов и экспериментальных значений массы слива в приемах обесшламливания приводит к абсурдному результату.

Во втором способе использовали метод многомерной оптимизации (опция Microsoft Excel). Минимизируя тот же критерий, подбирали как массу «шламов» в исходной навеске, так и частные извлечения шламов в каждом из пяти приемов обесшламливания. Извлечение воды по-прежнему рассчитывали по формуле (1). Достигнуто полное соответствие экспериментальных и расчетных масс твердого в сливе всех стадий. Однако расчетные частные извлечения «шламов» значительно отличаются в меньшую сторону от частных извлечений воды. При этом частные извлечения шламов в слив возрастают от первого приема к пятому. Общее извлечение «шламов» расчетно оценивается как 86%, в то время как ожидаемое (в случае равенства частных извлечений воды и «шламов») должно было бы быть более 99%.

Таблица 4 - Расчет извлечения шламов во фракции слива

Параметр	Масса шламов, г	Стадия обесшламливания				
		1	2	3	4	5
Частное извлечение воды в слив		71,99	71,99	71,99	71,99	71,99
<i>Расчет 1. Подбор только исходной массы шламов</i>						
Масса шламов в исходном, г	1,98966					
Частное извлечение воды в слив		71,99	71,99	71,99	71,99	71,99
Частное извлечение шламов в слив		71,99	71,99	71,99	71,99	71,99
Извлечение шламов в слив в накоплении		71,99	92,15	97,80	99,38	99,83
<i>Эксперимент (по исходной массе шламов расчета 1)</i>						
Масса слива, г		1,021	1,486	1,158	0,973	0,716
Частное извлечение шламов в слив		51,26	267,36	743,11	2218,49	5879,03
Извлечение шламов в слив в накоплении		51,26	126,15	184,45	233,21	269,39
<i>Расчет 2. Подбор исходной массы шламов и частных извлечений шламов в слив для каждой стадии</i>						
Масса шламов в исходном, г	6,19340					
Частное извлечение воды в слив		71,97	71,97	71,97	71,97	71,97
Частное извлечение шламов в слив		16,47	28,80	31,49	38,44	46,35
Извлечение шламов в слив в накоплении		16,47	40,53	59,26	74,92	86,54
<i>Эксперимент (по исходной массе шламов расчета 2)</i>						
Масса слива, г		1,021	1,486	1,158	0,973	0,716
Частное извлечение шламов в слив		16,47	28,80	31,49	38,44	46,35
Извлечение шламов в слив в накоплении		16,47	40,53	59,26	74,92	86,54

Таким образом, прямой перенос методики удаления «шламов» из [1], где она рекомендована для руды, на рядовой железорудный концентрат, нецелесообразно. Это

связано как с низкой эффективностью обесшламливания в стесненных условиях, так и с высоким содержанием железа в удаляемых «шламах».

Учитывая более тонкую дисперсность магнетита по сравнению с основной примесью – кварцем в рядовом магнетитовом концентрате, следует, при необходимости повышения качества концентрата по железу, предусмотреть в технологии доводки концентрата, разделение его на более крупную и более тонкую части для отдельного обогащения.

Список использованных источников

1. Peres A.E.C., Lima N.P., A.C. de Araujo. How different iron ore types behave in desliming in hydrocyclones and flotation. Conference Paper. September 2003.
 2. Lima N.P. (2001). Flotation and desliming behaviour of itabirite ore types from Alegria and Fabrica Nova mines. M.Sc. Thesis, Federal University of Minas Gerais, Brazil (in Portuguese).
 3. Peres A.E.C., Silva G.M.A. (1994). Dispersion degree of iron ore suspensions. At III Congresso Italo Brasileiro di Ingegneria Mineraria, Università di Cagliari, Verona, p. 169-172
 4. Контроль технологического процесса флотационных фабрик /А.Л. Саградьян, Н.А.Суворовская. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва : Недра, 1964. - 427 с.
 5. Северов В.В. Разработка процесса обратной флотации железистых кварцитов с использованием катионных и неионогенных собирателей / Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 25.00.13 «Обогащение полезных ископаемых», Москва, 2011
-

Granulometric composition and desliming of ordinary magnetite concentrate

Chanturiya E.L., Shekhirev D.V., Rakhimov Kh.K.

A study of the granulometric composition of ordinary magnetite concentrate was carried out. Methods of sieve and dispersion analysis, as well as instrumental methods (laser granulometer and MLA complex) were used. Instrumental methods, in contrast to traditional ones, showed that a significant number of particles have a size of less than 27 microns. The difference in the analysis results can be explained by the phenomenon of magnetic flocculation. The process of removing sludge from concentrate using the method recommended in foreign literature for iron ore has been studied. The results of calculating the extraction of sludge in the overflow fraction using the formula proposed in the literature did not coincide with the experimental data. Another calculation method, adequate to the experiment, was proposed, which showed a significantly lower recovery of sludge in the overflow fraction. It is concluded that it is inappropriate to use this method of removing sludge for ordinary magnetite concentrate.

**МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РУДЫ
ЗОЛОТО-СУЛЬФИДНОГО ТИПА**

В.И. Карпушкина^{1,2}, Т.А. Чикишева^{1,2,3}, А.Г. Комарова^{1,3}

¹ ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

² Институт земной коры СО РАН (ИЗК СО РАН), г. Иркутск, Российская Федерация

³ Иркутский государственный университет (ИГУ), г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: tvi@spirit-irk.ru

В данной работе представлены результаты исследования минералого-технологических характеристик золотосульфидной руды, которые позволили произвести и убедительно обосновать выбор методов и технологических схем её переработки.

На территории Забайкальского края сосредоточено большое количество месторождений золото-сульфидных руд. На примере руд одного из таких месторождений изучены формы выделений рудных минералов и их взаимоотношения с целью определения минералого-технологических характеристик руды. Исследования проводились в минералогическом отделе ООО НПК «Спирит» в соответствии с методическим руководством научного совета по методам минералогических исследований (НСОММИ) [1-3].

Микроскопические исследования прозрачных шлифов показали, что вмещающие породы представлены метапесчаниками и метаандезитами. Вмещающие породы брекчированы и катаклазированы, разбиты многочисленными прожилками различного состава: кварц-карбонатного, кварц-карбонат-эпидотового, пирит-кварц-карбонатного и хлоритового.

Минераграфические исследования показали, что рудные минералы представлены пиритом, халькопиритом, арсенопиритом, сфалеритом, галенитом, магнетитом, гематитом и самородным золотом. Рудная минерализация развита как во вмещающих породах, так и в прожилках различного состава: пирит-кварц-карбонатного, кварц-карбонат-эпидотового, кварц-карбонат-пирит-хлоритового и др.

Пирит в исследуемых образцах визуализируется в виде неравномерной вкрапленности, прожилков и гнездовидных скоплений и имеет идиоморфную кубическую и неправильные формы. Размер выделений пирита колеблется от 0,05 до 1 мм, с преобладанием в интервале от 0,1-0,3 мм. Мощность видимых скоплений достигает 20 мм. Иногда в ассоциации с пиритом наблюдается арсенопирит.

Халькопирит находится в тесной ассоциации с пиритом, сфалеритом и галенитом (рисунок 1). Образует агрегаты, скопления неправильной формы и прожилки. Также халькопирит наблюдается в виде эмульсионной вкрапленности в сфалерите размером от 0,002 до 0,06 мм. Отдельные зёрна халькопирита достигают 0,2 мм, а мощность прожилков - 0,1 мм. Иногда вокруг зёрен халькопирита наблюдаются тонкие халькозиновые каймы.

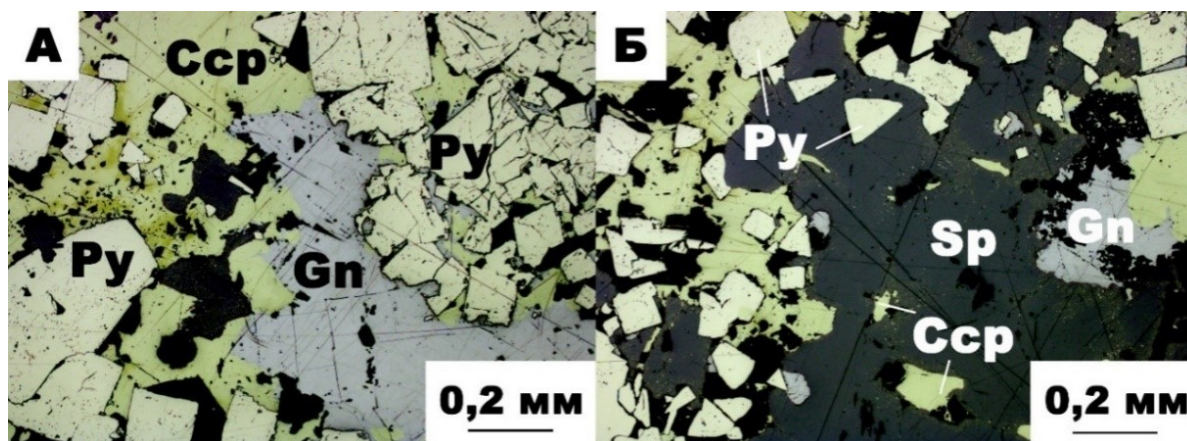


Рисунок 1. Микрофотографии выделений рудных минералов:

отражённый свет, анализатор выключен. А – сростания галенита с пиритом и халькопиритом, Б – сростания сфалерита с пиритом, халькопиритом и галенитом

Сфалерит и галенит находятся в тесном сростании друг с другом и другими рудными минералами, образуют ксеноморфные выделения, размер которых колеблется от 0,1 до 0,5 мм. Магнетит обнаружен в виде зёрен неправильной формы. Иногда отмечаются кристаллографически ориентированные структуры замещения магнетита гематитом.

Главным ценным минералом в исследуемой пробе выступает самородное золото – оно визуализируется в виде микровключений в халькопирите на контакте с пиритом. Вкрапления имеют размер от 5 до 20 микрометров (рисунок 2).

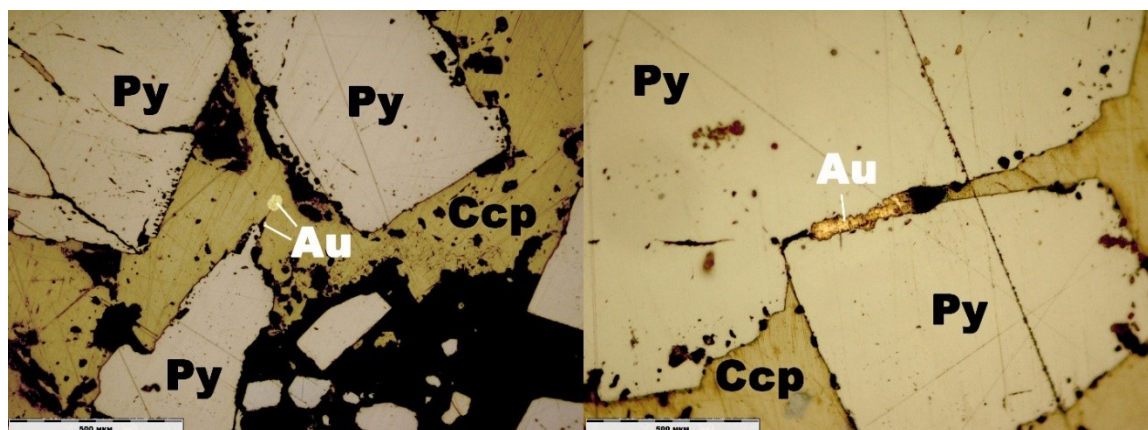


Рисунок 2. Микрофотографии выделений рудных минералов:

отражённый свет, анализатор выключен. Включения самородного золота (Au) в халькопирите (Ccp) на контакте с пиритом (Py)

При проведение электронно-микроскопических исследований установлено, что в составе зёрен самородного золота присутствует постоянная примесь серебра, содержание которой колеблется в диапазоне от 11,45 до 16,30%. Также при помощи рентгеноспектрального микроанализа в аншлифах, изготовленных из материала пробы установлены минералы висмута – висмутин и галеновисмутит.

Таким образом, микроскопические исследования показали, что изучаемые руды имеют аллотриоморфнозернистую, реже гипидиоморфнозернистую структуру и прожилково-вкрапленную и гнездово-вкрапленную текстуры. По минеральному составу руды относятся к золото-сульфидной формации. Описанные выше структурные взаимоотношения и формы выделения минералов руды позволяют предположить, что при ее измельчении будут образовываться различные по качеству сростки рудных минералов с порообразующими, а достичь селективного раскрытия рудных минералов можно только при проведении операций тонкого измельчения [4].

Данные оптико-минералогического анализа дроблёной руды показывают, что исследуемая проба преимущественно сложена кварцем, калиевыми полевыми шпатами, карбонатами, каолинитом, слюдами и обломками пород (90,62%), которые представляют собой минеральные агрегаты кварца, карбонатов, слюд и хлоритов. Рудные минералы в основном представлены пиритом (9,28%), реже отмечаются сфалерит (0,03%) и халькопирит (0,03%). В подчинённом количестве (ед. зн.) обнаружены галенит, галеновисмутит, висмутин, магнетит, арсенопирит и самородное золото.

Рациональный (фазовый) анализ руды на золото показал, что содержание золота в пробе составляет $1,9 \pm 0,28$ г/т. Пробность золота составляет 873 единицы, что позволяет отнести его к типу золота средней пробности (800-899 ед.). Таким образом, можно сделать вывод, что исследуемая проба руды относится к золото-сульфидному и малосульфидному типам, по содержанию золота – бедная ($1,9 \pm 0,28$ г/т), по степени окисления – первичная [5].

Рудовмещающими породами выступают метапесчаники и метаандезиты. Главным рудным минералом выступает самородное золото, которое тесно ассоциирует с пиритом и халькопиритом. Причиной понижения пробности золота в данной пробе, является примесь серебра (12-16%), которая в свою очередь также будет влиять и на качество концентратов. По данным пробирного анализа золото можно отнести к типу средней пробности (873 единицы). Свободное золото, выделенное из продуктов обогащения, относится к типу мелкого и очень мелкого золота, также присутствует тонкодисперсное и пылевидное золото.

Список использованных источников

1. Методические указания НСОММИ №31. Виды и последовательность минералогических исследований для обеспечения технологических работ. М.: ВИМС, 1990.
 2. Методические рекомендации НСОММИ № 162. Оптико-минералогический анализ шлиховых и дробленых проб. М.: ВИМС, 2012.
 3. Методические рекомендации НСОММИ № 194. Минераграфическое изучение руд. М.: ВИМС, 2018.
 4. Смольяков А.Р. Раскрытие минералов при измельчении руды // ГИАБ, 2007. № 8. С. 224-234.
 5. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Золоторудное // Федеральное государственное учреждение «Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых» (ФГУ ГКЗ) по заказу Министерства природных ресурсов Российской Федерации и за счет средств федерального бюджета. М.: 2007.
-

Mineralogical and technological assessment of gold-sulfide type ore

Karpushkina V.I., Chikisheva T.A., Komarova A.G.

The article deal with the results of the study of gold-sulfide ore mineralogical and technological characteristics. The data obtained made it possible to select a method and technological scheme for its processing.

К ВОПРОСУ ФОРМ НАХОЖДЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ В ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Н.М. Литвинова, Н.А. Лаврик, Т.Г. Конарева, Р.В. Богомяков, В.Ф. Степанова

Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН, (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация,
e-mail: nauka22@yandex.ru; lavrik@igd.khv.ru

Приведены результаты минералогических, аналитических и технологических исследований пробы песков одного из техногенных золотосодержащих месторождений Хабаровского края. Выявлено несколько разновидностей зёрен золота. Представлены результаты электронно-микроскопических исследований состава зерен ценного компонента. Проведена оценка минеральных форм нахождения золота в хвостах гравитационного обогащения пробы. Показана возможность доизвлечения золота из хвостов гравитационного обогащения.

В техногенных образованиях Дальнего Востока большая часть золота, в основном, представлена тонкой и сверхтонкой фракциями с размерами частиц менее десятков микрон и порядка микрона, ассоциирующая с минеральными компонентами различной природы, однако встречаются объекты с высокой долей гравитационно-извлекаемого золота. Вопросы изменения вещественного состава песков и самородного золота при формировании техногенной россыпи, изучения форм нахождения золота для разных типов техногенного и вторичного сырья становятся все более актуальными в связи с вовлечением в оборот лежалых техногенных песков [1, 2]. При изучении вещественного состава техногенных материалов в ИГД ДВО РАН используется комплексный подход, включающий минералогические, аналитические и технологические исследования, позволяющий выявить минералого-технологические особенности минерального сырья.

Объект исследования – материал пробы «хвосты ШОУ» техногенных образований Хабаровского края.

С целью определения основного компонентного состава был проведен сокращенный минералогический анализ шлиховой фракции после промывки 1 кг отквартованной от общей навески пробы «хвосты ШОУ». Вес шлиха - 54,9 г.

Основной состав шлиха после промывки, отобранной из пробы навески (1 кг) на ручном лотке – магнетит, ильменит, лейкоксен, пироксены, амфиболы, гранаты, гематит, лимонит. Присутствует киноварь, касситерит, деревянистое олово, циркон, сфен, эпидот,

единично бастнезит. Золото – 12,54 мг. Цвет у пластинок без налетов гидроокислов железа, тёмно-жёлтый. У комковатого золота комочки сложены мелкими гранулами. Цвет металла с оттенком цвета хаки или бронзовым. Встречаются сростки с халькопиритом, по которому развился ковеллин.

Электронно-микроскопическое исследование зёрен золота. Выявлено несколько разновидностей зёрен золота:

1. высокопробное золото ярко жёлтого цвета (рисунок 1);
2. золото с примесью ртути (амальгама золота) серого цвета (рисунок 2);
3. вейшанит $(Au,Ag)_3Hg_2$ (глубинный минерал золота, серебра и ртути, представляющий собой мельчайшие призматические кристаллики 10-30 мкм и пластинчатые пакеты гексагональной сингонии) серебристого цвета (1 зерно) (рисунок 3);
4. золото с примесью серебра до 18,46% (электрум) зеленовато-жёлтого цвета (1 зерно);
5. зёрна золота двухцветные, представляющие собой частично амальгаму золота (серого цвета) и высокопробное золото жёлтого цвета.

Кроме того, в отдельных зёрнах золота отмечаются примеси Cu (до 1,7% масс.), Zn (до 0,5% масс.), Fe (до 2,15% масс.), Cd (до 1,5% масс.)

Зёрна золота содержат включения различных минералов: кварца, глинистых минералов, авгита, ильменита и гематита, лимонита. Отмечаются сростки с ковеллином CuS , халькопиритом, киноварью HgS , титанистыми минералами.

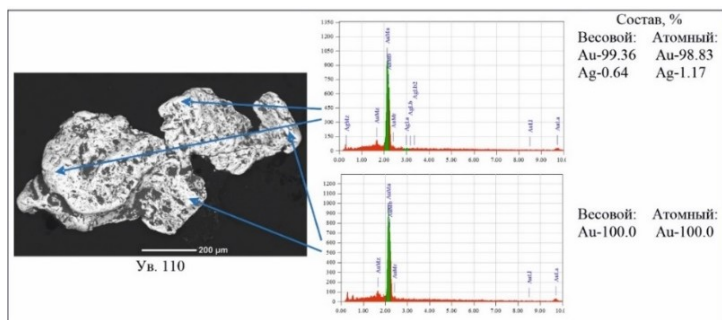


Рисунок 1. Зерно высокопробного золота ярко-жёлтого цвета

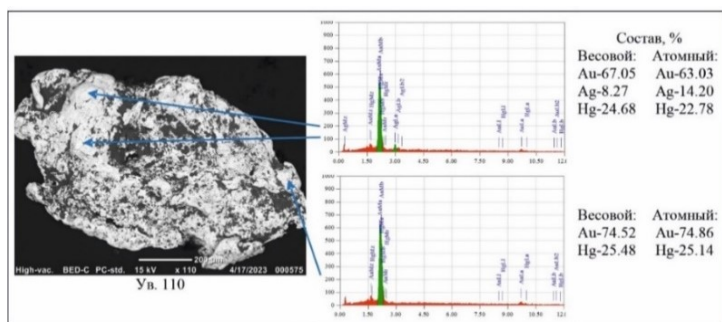


Рисунок 2. Зерно золота с высоким содержанием примеси ртути (до 26%) (амальгама золота) серого цвета

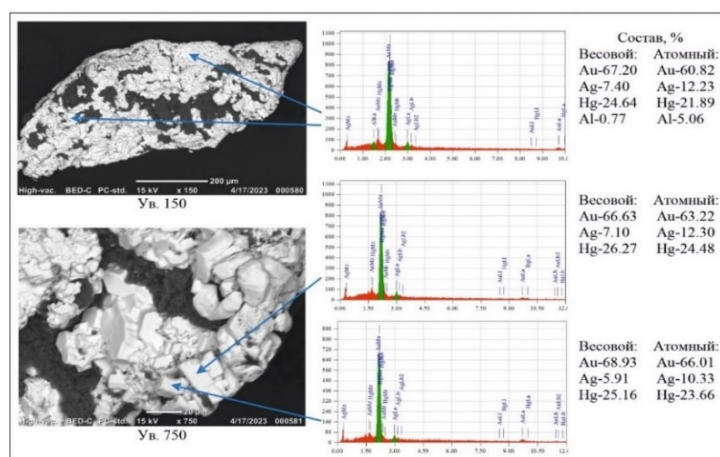


Рисунок 3. Зерно удлинённой формы, представляющее собой сросток мельчайших кристаллов 10-30 мкм природной амальгамы золота и серебра – вейшианита

С целью определения доли легкоизвлекаемого гравитационного золота проведено обогащение предварительно разделенной на классы крупности пробы хвостов ШОУ (27 кг) на лабораторном концентрационном столе 30-А КЦ в одну стадию, без перечисток и контрольного обогащения. На рисунке 4 показаны фотографии зерен свободного золота, отобранного из головок концентрата стола.

Сокращенный минералогический анализ материала хвостов гравитационного обогащения класса крупности $-1+0,5$ мм и класса крупности $-0,5+0,2$ мм показал, что при обогащении техногенного материала класса крупности $-1+0,5$ мм на концентрационном столе в хвосты уходят золотины пластинчатой и чешуйчатой формы размером меньше 0,9 мм, при обогащении материала класса крупности $-0,5+0,2$ мм теряются зёрна золота меньше 0,4 мм.

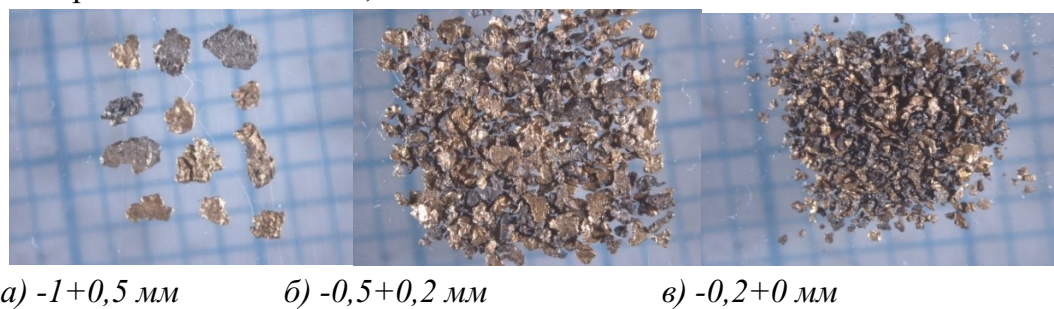


Рисунок 4. Фотографии зёрен свободного золота, отобранного из головок концентрата стола

По результатам химического анализа хвостов гравитационного обогащения потери золота в классах крупности $-1+0,5$ мм – 0,2 г/т; $-0,5+0,2$ мм – 17,94 г/т; $-0,2+0$ мм – 8,62 г/т. Для определения минеральных форм нахождения золота в хвостах гравитационного обогащения проведён рациональный анализ материала классов крупности $-1+0,5$ мм, $-0,5+0,2$ мм и $-0,2+0$ мм. В классе крупности $-1+0,5$ мм свободных зерен 37,71%, в виде сростков с рудными компонентами – 64,28%. В классах крупности $-0,5+0,2$ мм и $-0,2+0$ мм свободных зерен соответственно – 91,24% и 76,78%, в виде сростков с рудными компонентами – 7,13%, и 23,22%. В материале всех классов крупности отсутствует

тонковкрапленное золото в кварце, алюмосиликатах. Проба класса крупности -0,5+0,2 мм содержит до 1% золота, покрытого плёнкой окислов железа и 0,58% золота, заключённого в сульфидах.

С целью доизвлечения свободных зерен золота из хвостов концентрационного стола класса крупности -0,5+0,2 мм отобраны три навески и проведено повторное гравитационное обогащение по трём вариантам: пересортировка хвостов на концентрационном столе без предварительной обработки материала; пересортировка хвостов на концентрационном столе с применением предварительной реагентной обработки материала; гравитационное обогащение хвостов стола с использованием центробежного концентратора с плавающей постелью Flexicone 110. Пересортировка хвостов концентрационного стола без предварительной подготовки материала позволила доизвлечь 27,87% золота. Применение предварительной реагентной обработки с использованием содово-галогенидной смеси перед концентрацией пробы на столе (при одинаковом выходе концентрата) в 2 раза (55,82%) дает прирост извлечения золота в концентрат по сравнению с вариантом без предварительной обработки материала. При пересортировке хвостов концентрационного стола на центробежном концентраторе с плавающей постелью (Flexicone 110) извлечение ценного компонента - 62,71%.

Список использованных источников

1. Макаров В.А., Самородский П.Н. Актуальные вопросы оценки и освоения техногенных месторождений золота. О ряде отходов горного производства, содержащих полезные компоненты и исследованиях последних лет // Золото и технологии. 2018. №4. С. 72-89.
 2. Федоров С.А., Амдур А.М. и др. Обзор техногенных и вторичных золотосодержащих отходов и способы извлечения из них золота // ГИАБ. 2021. № 11-1. С. 346-365.
-

On the issue of the forms of precious metals in man-made deposits

Litvinova N.M., Lavrik N.A., Konareva T.G., Bogomyakov R.V., Stepanova V.F.

The results of mineralogical, analytical and technological studies of sand samples from one of the technogenic gold-bearing deposits of the Khabarovsk Territory are presented. Several varieties of gold grains have been identified. The results of electron microscopic studies of the grain composition of a valuable component are presented. An assessment of the mineral forms of gold in the tails of gravitational enrichment of the sample was carried out. The possibility of extracting gold from gravitational enrichment tails is shown.

МОДЕЛИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА МУЛЛИТА *

А.В. Понарядов, О.Б. Котова

Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина (ФИЦ Коми НЦ УрО РАН),
г. Сыктывкар, Российская Федерация, *e-mailalex401@rambler.ru*

На примере системы каолинит-муллит предложена математическая модель структурных превращений алюмосиликатов в качестве основы для стратегии прогнозирования физико-химических свойств минерального сырья различного промышленного назначения.

Одна из основных задач технологической минералогии – спрогнозировать целесообразность добычи и переработки полезных ископаемых. Разработка стратегии освоения сырьевых объектов все чаще опирается на природоподобные технологии, разработка которых происходит на основе слияния нескольких наиболее прорывных на сегодняшний день направлений: наноминералогических, биологических, информационных и др. Принципиален поиск новых подходов к чистоте и составу исходного сырья и моделированию физико-химических свойств прототипов для различных промышленных приложений. Каолинит и другие глинистые минералы широко применяются в различных областях промышленности (атомной энергетике – в качестве основного компонента инженерных барьерных систем при захоронении радиоактивных отходов; строительстве; при производстве керамических изделий и огнеупоров и др.). Наиболее перспективным прототипом для промышленности является муллит $(Al_8[(O,OH,F)(Si,Al)O_4]_4)$ – самое высокотемпературное соединение Al_2O_3 с SiO_2 , синтез которого осуществляется при нагревании каолинита. Для изучения реакций в алюмосиликатных системах –Al–Si–O–Me– все чаще используют моделирование процессов и термодинамический анализ для прогнозирования физико-химических свойств нанокompозитов для промышленных приложений.

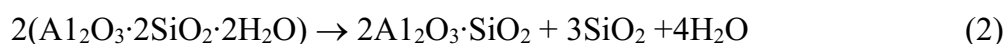
Для достижения поставленной цели – получение муллита экспериментальным путем на основе каолинита Вежаю-Ворыквинского месторождения с учетом термодинамики алюмосиликатной системы – в ходе проведенных экспериментов выполнены задачи по изучению структурных преобразований каолинита (системы –Al–Si–O–Me–), трансформации минеральных фаз, их физико-химических свойств в зависимости от термодинамики процесса.

Проведено экспериментальное исследование фазовых трансформаций каолинита в интервале температур 400-1200°C. При температуре 500-550°C происходит удаление гидроксильных групп, при этом в конце процесса алюмоокислородный октаэдрический слой практически полностью перестраивается в алюмоокислородный тетраэдрический образующейся промежуточной рентгеноаморфной фазы (метакаолинит), связь между слоями которого, вероятно, осуществляется через ионы кислорода, общие для алюмо- и кремнийкислородного слоев (связь Si-O-Al). В интервале 950-1000°C происходит

* Работа выполнена в рамках Государственного задания Института геологии ФИЦ Коми НЦ УрО РАН и с использованием оборудования ЦКП «Геонаука».

окончательное разрушение кристаллической решетки каолинита, возможным распадом метакаолинита на свободные оксиды, разрывом связей между кремнекислородными тетраэдрами и частичным повышением координационного числа ионов алюминия. Образование целевого продукта – муллитового нанокompозита – фиксируется при температуре 1200°С и протекает через ряд промежуточных фаз: метакаолинит, вода, шпинелеобразная фаза, аморфный кремнезем, псевдомуллит, кристобалит. Образование кристобалита происходит из-за избытка несвязанного кремнезема (в муллите соотношение Al/Si = 3, тогда как в исходном каолините – только 2) [1].

На основе экспериментальных данных процесс преобразования каолинита может быть представлен в виде теоретических суммарных реакций



Величина изменения (3) определяет более предпочтительную в энергетическом отношении реакции (1) или (2):

$$\Delta G(T) = \Delta G_{298}^0 - T \int_{298}^T \frac{\Delta H(T)}{T^2} dT. \quad (3)$$

Зависимость энтальпии от температуры $\Delta H(T)$ для реакций (1) и (2) определяется по формуле (4):

$$\Delta H(T) = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p(T) dT, \quad (4)$$

где $\Delta C_p(T)$ — зависимость изменения теплоемкости от температуры. Согласно термодинамике, система при $T = const$ и $P = const$ обладает в равновесном состоянии наименьшей энергией Гиббса. С позиции термодинамики реакция (1) предпочтительна.

Методом Тагучи и дисперсионного анализа (ANOVA) выделены значимые (определяющие) параметры в сравнение с незначимыми для получения нанокompозитов с заданными характеристиками керамической матрицы и оптимальным регламентом синтеза. На основе полученных данных испытаний (синтеза) сделан расчет математической модели с учетом корректировки структурных и РТХ-параметров синтеза муллита из каолинита [2].

Контурные диаграммы зависимости интенсивностей пиков на дифрактограммах (содержания муллита в синтезированном нанокompозите) от размера частиц и скорости нагрева показали, что оптимальный регламент синтеза будет достигаться при размере частиц $-0.071+0.1$ мм и скорости нагрева 12 град/мин.

Таким образом, на основе анализа термодинамики химических реакций определен менее энергетозатратный тип реакции для получения муллитосодержащего нанокompозита. Контроль соотношения фаз Al_2O_3 и SiO_2 на определённых этапах синтеза композита дает возможность управления механическими и другими свойствами матрицы для целевых прототипов промышленных продуктов. Муллитовая фаза фиксируется при $T = 1200^\circ\text{C}$ с появлением кристобалита.

Список использованных источников

1. Kotova O.B., Ustyugov V.A., Shiyong Sun et al. Mullite production: phase transformations of kaolinite, thermodynamics of the process. Journal of Mining Institute. 2022. Vol. 254, p. 129-135.
 2. Ponaryadov A., Kotova O., Kotova E. Ceramic nanocomposites: control of structural and PTX parameters of the synthesis of mullite from kaolinite using Taguchi experimental design // *Építóanyag – Journal of Silicate Based and Composite Materials*, V.75, №4 (2023), 148–153. p.
-

Mullite quality modeling

Ponaryadov A.V., Kotova O.B.

On the example of kaolinite-mullite system the mathematical model of structural transformations of aluminosilicates is proposed as a basis for the strategy of prediction of physical and chemical properties of mineral raw materials for various industrial applications.

**ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ ТОНКОЗЕРНИСТЫХ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ
ПЕРЕРАБОТКИ МАГНЕТИТ-АПАТИТОВОЙ РУДЫ КОВДОРСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Ю.П. Пospelova, Г.В. Митрофанова

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: y.pospelova@ksc.ru

В статье представлены лабораторные исследования мелкозернистых хвостов Ковдорского ГОКа. Испытания показали высокую селективность реагента Verol-2015 (Nouryon) в сравнении с жирными кислотами таллового масла по отношению к апатиту.

Предприятия горно-перерабатывающей отрасли все чаще рассматривают складированные отходы обогащения как источник для расширения своей минерально-сырьевой базы. Переработка техногенных месторождений представляет интерес как с точки зрения получения дополнительных объемов выпускаемой продукции, так и с позиции снижения негативного влияния на окружающую среду со стороны хвостохранилищ. Акционерное общество Ковдорский ГОК уже имеет успешный опыт переработки фосфорсодержащих лежалых хвостов обогащения.

В процессе переработки техногенного месторождения были установлены основные проблемы обогащения такого сырья: низкая селективность разделения, механический вынос в пену частиц крупностью менее 10 мкм, низкая скоростью флотации тонких частиц.

Ввиду естественной сегрегации сырья более глубоких горизонтов хвостохранилища представляет собой тонкую минеральную фракцию. При содержании 50% класса -0.071 мм возникают трудности с получением кондиционного апатитового концентрата.

В настоящей работе была исследована проба «тонких» хвостов подпрудковой части 1 поля хвостохранилища АО «Ковдорский ГОК».

Основные компоненты в исходной пробе составили, %: P_2O_5 — 8.96; CO_2 — 14.54; MgO — 19.24; SiO_2 — 12.63. Содержание класса – 0.071 мм в пробе составило 94.4% (таблица).

Таблица - Гранулометрические характеристики пробы тонких хвостов

Класс крупности, мм	Выход %
+0,16	1,4
-0,16+0,1	1,7
-0,1+0,071	2,5
-0,071+0,05	5,1
-0,05+0,036	6,2
-0,036+0,028	18,2
-0,028	64,9
ИТОГО	100,0

В качестве собирателей были рассмотрены традиционный собиратель - жирные кислоты таллового масла (ЖКТМ) и реагент Berol-2015 (Nouryon), представляющий собой смесь N-ацилированных производных саркозина и неионогенного ПАВ. В качестве реагента регулятора использовали оксиэтилированный изонилфенол с 6 оксиэтильными группами – Неол 9-6, используемый в технологии получения апатитового концентрата на АО «Ковдорский ГОК» в составе реагентной смеси.

Была рассмотрена флотация апатита из исследуемого сырья при различном количестве сбрасываемых шламов (рисунок 1).

При использовании в качестве собирателя ЖКТМ селективного разделения апатита и сопутствующих минералов не происходит. Имеет место активная флотация апатит-силикат-карбонатного минерального комплекса, трехкратная перечистка которого не позволяет получить пенный продукт с содержанием P_2O_5 более 24%.

Ввиду невысокой селективности ЖКТМ в качестве альтернативы был рассмотрен Berol-2015 скоторым уже в основной флотации получается пенный продукт с содержанием 18-21% P_2O_5 , а содержание P_2O_5 в пенном продукте третьей перечистки составляет 29.3-33.6%.

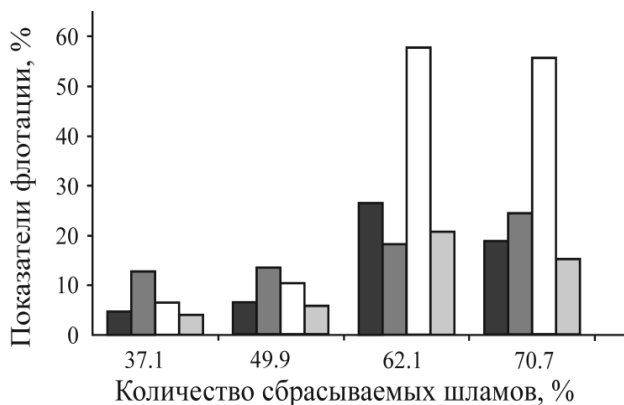


Рисунок 1. Показатели флотации апатита собирателем ЖКТМ на смешанной воде при разном количестве сбрасываемых шламов на оборотной воде:
1 - выход; 2 - содержание P_2O_5 ; 3 - извлечение P_2O_5 от питания; 4 - извлечение P_2O_5 от руды.
Расход реагентов, г/т: сода - 500; Жст - 250; Неол 9-6 - 100; ЖКТМ - 120; pH 9.2

Относительно высокое извлечение P_2O_5 в концентрате третьей перечистки при использовании Berol-2015 в оптимальном соотношении с реагентами-регуляторами позволило провести опыты с 4-6 перечистками пенного продукта основной флотации.

В результате были получены концентраты с содержанием 35-37.7% P_2O_5 при извлечении от руды от 20.4 до 29.7% в зависимости от реагентного режима.

Было выявлено, что реагент Berol-2015 селективно флотирует тонкие частицы. Однако расходы его значительно превышают расходы жирнокислотного собирателя.

Показатели флотации исследуемого техногенного сырья коррелируют с результатами беспенной флотации мономинеральных фракций. Олеат натрия активно флотирует кальцит, выход в пенный продукт которого при равном расходе собирателя выше, чем апатита. При этом реагент Berol-2015, в молекуле которого имеются две функциональные группировки, проявляет более высокую избирательность взаимодействия с апатитом (рисунок 2).

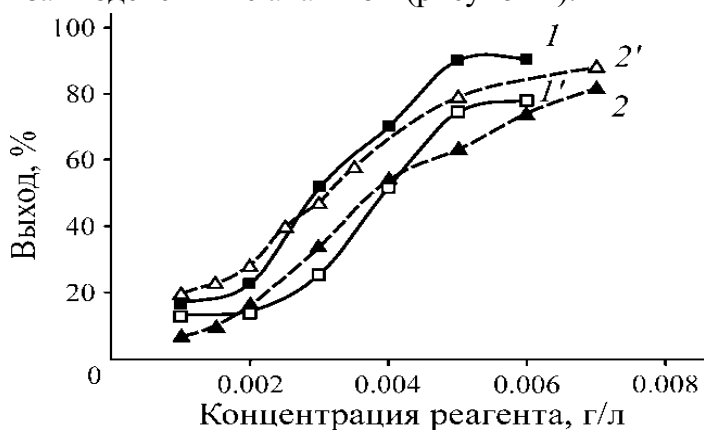


Рисунок 2. Результаты беспенной флотации мономинеральных фракций апатита (1, 2) и кальцита (1', 2') реагентами Berol-2015 (1, 1') и OINa (2, 2')

Использование реагента Berol-2015 в сочетании с регулятором Неонол 9-6 в оптимальном соотношении позволяет получить апатитовый концентрат с содержанием 35-37.7% P_2O_5 при извлечении от руды от 20.4 до 29.7%. Содержание лимитирующей примеси MgO в концентратах составило 1.5-2.5%.

Processibility of fine-grained magnetite–apatite ore mill tailings at Kovdor deposit

Pospelova Yu.P., Mitrofanova G.V.

The article presents the laboratory-scale studies on processibility of fine-grained old tailings at Kovdor GOK. Tests have shown the high selectivity of the Berol-2015 reagent (Nouryon) in comparison with tall oil fatty acids in relation to apatite.

ОБОГАЩЕНИЕ МАГНЕЗИАЛЬНЫХ ПОРОШКОВ МЕТОДОМ СЕПАРАЦИИ В ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКОМ ПОЛЕ ВЫСОКОГО НАПРЯЖЕНИЯ

К.Р. Смолякова¹, Р.Г. Зиганшин², Н.М. Тарасенко³

¹ Южно-уральский государственный университет (ЮУрГУ (НИУ)),
г. Челябинск, Российская Федерация, e-mail: smoliakovakr@susu.ru

² ООО «Теплосервис», г. Бакал, Российская Федерация, e-mail: r2069555@yandex.ru

³ АО «Кольская ГМК», г. Мончегорск, Российская Федерация, e-mail: tarasenkonm@kolagmk.ru

Показана возможность повышения эффективности обогащения периклазсодержащих порошков с высоким содержанием присадок электростатическим методом, что способствовало повышению качества изготавливаемых огнеупорных изделий при одновременном упрощении технологии и повышении производительности.

Большинство исследователей считают, что 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, а также отмечают постоянно ухудшающиеся горно-геологические условия, связанные с увеличением глубины разработки месторождений, снижение содержания полезных компонентов в сырьевых материалах, которые неизбежно ведут к росту затрат на добычу и переработку.

Компенсация указанных затрат возможна только при комплексном повышении производительности труда во всех обогатительных процессах, снижении их капиталоемкости, материало- и энергоемкости. В этих условиях повышение полноты и комплексности обогащения полезных ископаемых, 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 процессе проектирования новых эффективных обогатительных аппаратов и при модернизации существующих возникает необходимость использования нестандартных технических решений. При этом в ряде случаев определение технологических характеристик элементов конструкций вызывает затруднения.

В основе существующих инженерных методик расчета рабочих объемов аппаратов лежат упрощенные модели физико-механических, химических, гидродинамических явлений и процессов, с эмпирическими корреляциями, опирающимися на обширные данные теоретических, лабораторных и натурных исследований.

Эти методики являются надежным инструментом для проектирования аппаратов, но часто не позволяют учитывать наличие в конструкции новых, не отработанных экспериментально элементов.

Стандартными и часто применяемыми процессами обогащения в зависимости от методов разделения минералов или органической массы от вмещающих пород являются мокрые методы: гравитационное, флотационное разделение, и химическое выщелачивание. Разработаны различные альтернативные методы обогащения и переработки: фотометрическая сепарация с применением полихромных фотометрических сепараторов; бактериальное выщелачивание; сорбционное концентрирование; магнитное обогащение в сепараторах.

Одним из специальных методов обогащения является сепарация в электростатическом поле высокого напряжения посредством обработки монослоя порошка сырья электрическим полем коронного разряда. Однако, хоть сам метод известен давно, но для того, чтобы определить оптимальные параметры обогащения сырья в электростатическом поле необходимо проводить натурные эксперименты для изучения возможности применения метода к каждому виду минерального и органического сырья.

В рамках представленных работ был сконструирован электрический сепаратор для выполнения исследований по применению электростатического метода обогащения магнезитового сырья.

Цель исследования состояла в повышении качества периклазсодержащих порошков для последующего производства огнеупорных изделий при одновременном упрощении технологии и повышении производительности за счёт повышения эффективности обогащения исходного материала с высоким содержанием присадок.

Существует способ получения периклаза из магнезитового сырья, включающий обогащение магнезита в тяжелых суспензиях, обжиг концентрата на периклаз во вращающихся печах, классификацию по зерновому составу и выделение целевых фракций на производство изделий. При этом химический состав зернистой фракции для производства изделий (размер частиц 3-1 мм) удовлетворяет требованиям порошка марки ППИ для изготовления огнеупоров соответствующего назначения. Фракции порошков более 3-1 мм имеют повышенное содержание присадок (примесей) и используются в производстве неформованных огнеупоров. Зерна присадок представляют собой частицы неправильной формы и имеют следующий минеральный состав, мас. %: периклаз 45...70; силикат 6...10; оксид кальция 25...40; браунминералит 0,5...2,0.

Технологическая линия, с помощью которой осуществляется данный способ, состоит из множества основных аппаратов и включает установки и узлы для приготовления тяжелой суспензии и её регенерации, отмывки исходного магнезита водой, обжига, классификации, выделения и обогащения целевых зернистых фракций периклазсодержащего порошка для производства изделий.

Известные технические решения не обеспечивают полного удаления из обедненного исходного магнезитового сырья присадок и извлечения оксидов кальция. Другими недостатками известного технического решения являются его сложность и трудоемкость при тяжелых условиях труда, большой расход воды и значительный

выход шлаков и хвостов обогащения (отходов производства).

Для устранения этих недостатков в разработанном способе получения периклазсодержащих порошков, включающем обогащение, обжиг магнезита на периклаз, классификацию по зерновому составу, выделение и обогащение целевых зернистых фракций периклазсодержащего порошка для производства огнеупорных изделий, выделенные зернистые фракции порошка на питающем лотке отделяли от пыли путем придания им направленных колебаний и нагревали тепловым излучением до температуры в интервале 70...200°C, равномерно распределяли монослоем толщиной до размера одного зерна по всей ширине потока и обрабатывали однородным электрическим полем коронного разряда посредством пропускания его через упомянутый монослой периклазсодержащего порошка, а обогащение осуществляли путем обработки в электрическом статическом поле при высоком напряжении постоянного тока в сконструированном сепараторе.

Предлагаемые технические решения обеспечивают при однократном обогащении периклазсодержащих порошков, имеющих высокое (до 16%) содержание присадок, более полное удаление их из исходного магнезитового сырья. Одновременно с этим из исходного сырья выводятся и оксиды кальция.

Эффект обогащения зернистых фракций периклазсодержащих порошков обеспечивается за счет существенного увеличения ширины веера разделяемых зерен (частиц), что достигается созданием практически одинаковых условий для их зарядки и разрядки путем обеспыливания порошка, его нагрева и равномерности распределения зерен по всей ширине потока до размера одного зерна, а также в результате интенсификации процесса зарядки зерен в однородном электрическом поле коронного разряда.

Так как присадки имеют повышенное содержание свободного оксида кальция CaO , то за счет предварительного обеспыливания, нагрева и обработки в поле коронного разряда выделенных фракций порошка 3-1 мм происходит существенное (в 1,5...2 раза) снижение содержания оксида кальция в периклазсодержащем порошке.

Использование нагрева позволяет более эффективно извлекать присадки из исходного продукта от 91% до ~100%. В то время, как при отсутствии нагрева извлечение присадок в хвосты составляет порядка 84%, при даже меньшем содержании присадок в исходном порошке. Увеличивается также и извлечение оксида кальция CaO в хвосты с 54% (без нагрева) до 57% (с нагревом).

Одновременное предварительное обеспыливание обеспечивает практически полное последующее извлечение присадок на барабане при высоком содержании последних в исходном порошке (до 16,3%), в то время как без обеспыливания извлечение присадок составляет 91%.

Под предварительным обеспыливанием, в частности при выделении фракции 3-1 мм, понимается удаление пыли размерностью менее 1 мм. Зерна более 3 мм, имеющие высокое содержание примесных оксидов, при случайном попадании в вал исходного порошка фракции 3-1 мм выводятся в хвосты.

Предлагаемый способ позволяет также достичь снижения общего содержания оксида кальция в 2...2,7 раза при его содержании в конечном продукте в пределах 2,55...3,375%.

Огнеупорные изделия, изготовленные из полученного по данному способу концентрата, не имеют трещин, брака и характеризуются повышенной механической прочностью. Максимальный предел прочности при сжатии составляет около 120 н/мм², что на 30% выше по сравнению с показателем выпускаемых изделий.

Заявляемый способ получения периклазсодержащих порошков для огнеупорных изделий и технологическая линия для его осуществления позволяют получить из менее качественного исходного сырья более качественные порошки с одновременным упрощением технологии и повышением производительности до 15 т/ч.

Анализ литературы по тематике исследований показал, что информации о возможности применения электростатического поля высокого напряжения для конкретных сыпучих материалов горно-обогатительных и перерабатывающих предприятий недостаточно, а чаще всего она отсутствует, поэтому в дальнейшем запланированы исследования по возможности обогащения природного и техногенного минерального сырья, в том числе в ближайшие сроки талькомагнезита, медно-никелевого фэйнштейна и забалансовых руд разработанным сухим методом.

Предварительные результаты экспериментов с использованием сконструированного сепаратора на данном этапе выявили возможность разделения талькомагнезита и повышения эффективности процесса обогащения исходного сырья, поэтому продолжение исследований при различных режимах работы оборудования является актуальной задачей и позволяет, решая вопросы, возникающие при обогащении, решить целый комплекс задач, в том числе сохранения окружающей среды и рационального природопользования.

Enrichment of magnesia powders by separation in a high-voltage electrostatic field

Smolyakova K.R., Ziganshin R.G., Tarasenko N.M.

The possibility of increasing the efficiency of enrichment of periclase-containing powders with a high additive content by the electrostatic method is shown, which contributed to improving the quality of manufactured refractory products while simplifying technology and increasing productivity.

КОЛИЧЕСТВЕННЫЙ АНАЛИЗ МИНЕРАЛЬНЫХ ФРАКЦИЙ В ИСКУССТВЕННЫХ ПРЕПАРАТАХ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРИЛОЖЕНИЯ ISA

А.В. Чернявский

Геологический институт КНЦ РАН, Апатиты, Российская Федерация, e-mail: a.chernyavsky@ksc.ru

В статье рассматривается авторское программное приложение для определения процентного и количественного минерального состава продуктов технологической переработки в измельченном состоянии в искусственных препаратах из железорудных месторождений. В основе определения лежат различные методы сегментации изображения и определения контуров зерен и сростаний.

В основе программных методов оценки процентного содержания компонентов лежит принцип сегментации изображения, т. е. разделение изображения на области, для которых выполняется определенный критерий однородности. Например, выделение на изображении областей приблизительно одинаковой яркости. Цель сегментации заключается в упрощении и/или изменении представления изображения, чтобы его было проще и легче анализировать. Сегментация изображений обычно используется для того, чтобы выделить объекты и границы на изображениях.

Для сегментации изображений было разработано несколько универсальных алгоритмов и методов [1-6]: методы, основанные на кластеризации; методы с использованием гистограммы; метод выделения краёв; методы разрастания областей; методы разреза графа; сегментация методом водораздела; сегментация с помощью модели; многомасштабная сегментация; одномерная иерархическая сегментация сигналов. Все эти методы доступны в популярных библиотеках OpenCV-Python, Matplotlib, Scikit-image для различных языков программирования [7-10].

Несмотря на обилие методов сегментации, их применение не всегда возможно. Если речь заходит о работе с панорамными изображениями препаратов и сегментации более пяти областей, задача становится весьма ресурсоемкой в плане компьютерных мощностей. А главное - невозможно контролировать параметры сегментации, если нет навыков владения языком программирования. К сожалению, практически все разнообразие методов не имеет конечной программной реализации. На рынке существует лишь несколько программных пакетов, в которых реализованы функции сегментации. Среди платных это продукты компании SIAMS (комплекс Минерал С7), Тиксомет, ВидеоТест. Бесплатные: JMicroVision, ImageJ, FIJI, ToupView и др. Как правило, все эти программные продукты предназначены для фиксации изображения и проведения различных измерений. Сегментация изображения для определения процентного содержания минералов у них является слабым местом. Количественная оценка содержания минералов и сростаний вовсе отсутствует. Во всех продуктах используется метод порога гистограммы, в результате чего получается бинарное изображение только для одной области (минерала). Если же минералов несколько, то

получается несколько бинарных изображений.

Приложение ISA (Image Segmentation and Analysis)¹, написанное на языке Python, рассматривается как альтернатива ручным и линейным методам количественного подсчета и определения процентного соотношения минеральных видов. Принцип работы основан на сегментации изображения различными методами и определении контуров сегментированных областей. Источником информации служат изображения, полученные с любых устройств. Особенностью программы является возможность выделения одновременно нескольких объектов на одном холсте разными цветами, без разделения на отдельные полутоновые изображения. Подход с использованием современных программных методов позволяет точнее и оперативнее достигать результата по количественному и процентному подсчету минеральных видов.

В приложении ISA реализованы несколько методов сегментации изображения. Доступны ручные методы с использованием цветовой модели HSV (метод сегментации на основе гистограмм), метод обучения с учителем - классификатор RandomForest, а также реализована возможность накопления собственной базы для обучения и использования нейронных сетей по сегментации изображений. Использование методов машинного обучения позволяет выделять на изображении области со сложной структурой. Например, трещины, выколки или зональность в зерне, которые могут создать иллюзию (для метода HSV) нескольких зерен (рисунок 1А). Размеченное изображение позволяет не только определить общее количество минералов в процентном соотношении, но и перейти к следующему этапу, определению количества минеральных видов (рисунок 1Б).

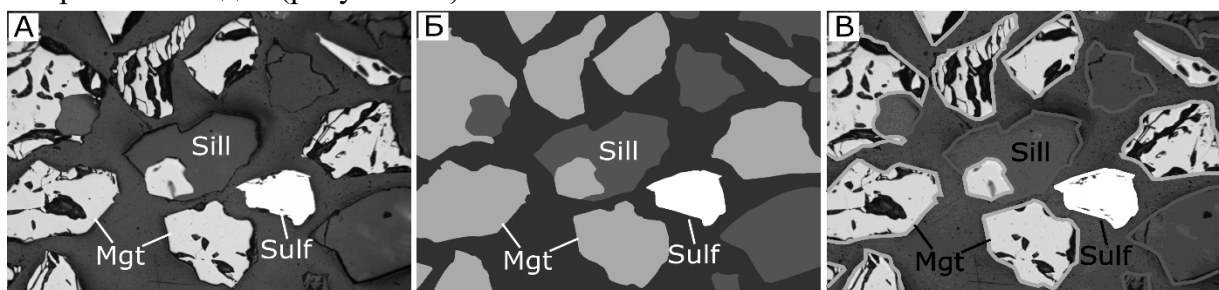


Рисунок 1. А – фотография участка искусственного препарата с оптического микроскопа в отраженном свете. Б – результат сегментации изображения. В – выделенные контуры минералов. Mgt – магнетит, Sulf – сульфид, Sill – силикаты

С помощью методов OpenCV, из сегментированного изображения последовательно извлекаются контуры. Так же контуры извлекаются и из отдельных слоев для каждого минерала. Затем контуры, извлеченные с общего слоя, последовательно сравниваются с контурами отдельных слоев (рисунок 1В). Таким образом, происходит выявление раскрытых зерен и срастаний. В результате данной операции мы получаем информацию о количестве минеральных видов, в каком виде они находятся и их процентное соотношение, а также размеры для каждого зерна (таблица). Дополнительно можно

¹ <https://fips.ru/EGD/2026585c-1fdf-409b-aba3-70c5004a3a7e>

получить информацию о степени раскрытия полезного компонента в срастаниях.

Таблица - Результат количественного анализа снимка

Минерал	Количество	Количество %	Площадь %
<i>Главные минералы</i>			
Магнетит	11	55.0	63.79
Силикаты	8	40.0	31.7
Сульфиды	1	5.0	4.51
<i>Срастания и раскрытые зерна</i>			
Магнетит-Силикаты	2	11.11	27.74
Магнетит	9	50.0	48.73
Силикаты	6	33.33	19.01
Сульфиды	1	5.56	4.51

Однако следует отметить, что для достижения наилучших результатов необходима правильная настройка параметров алгоритма RandomForest в приложении ISA. Также возможны ошибки при определении контуров объектов, связанные с особенностями текстур и цвета материалов. Тем не менее, использование приложения ISA позволяют значительно ускорить процесс количественного подсчета минералов в аншлифах по сравнению с ручным подсчетом. Это может быть особенно полезно в случаях, когда требуется обработать большое количество препаратов или провести массовый анализ.

Список использованных источников

1. Гонсалес Р., Вудс Р. Цифровая обработка изображений / М: Техносфера, 2005. 1072 с.
2. Bradski G., Kaehler A. Learning OpenCV: O'Reilly, second edition 2013.
3. Comaniciu D., Meer P. Mean Shift: A Robust Approach Toward Feature Space Analysis // IEEE Transactions on Pattern Analysis and Machine Intelligence. 2002. 24(5) p. 603-619.
4. Comaniciu D., Meer P. Mean shift analysis and applications // IEEE International Conference on Computer Vision. 1999. Vol. 2. p. 1197-1203.
5. Comaniciu D., Meer P. Real-Time Tracking of Non-Rigid Objects Using Mean Shift // Conference on CVPR. 2000. Vol. 2. p. 142-149.
6. Rother C., Kolmogorov V., Blake A. Grabcut – interactive foreground extraction using iterated graph cuts // ACM Transactions on Graphics. 2004. 23(3). p. 309-314.
7. Image processing in Python // URL: <https://scikit-image.org/>
8. OpenCV AI Competition 2021 // URL: <https://opencv.org/>
9. Сегментация изображения // URL: <https://habr.com/ru/post/128768/>
10. Обзор алгоритмов сегментации // URL: <https://habr.com/ru/company/intel/blog/266347/>

Quantitative analysis of mineral fractions in artificial preparations using the isa application

Chernyavsky A.V.

The article discusses the author's software application for determining the percentage and quantitative mineral composition of the products of technological processing in the crushed state in artificial preparations from iron ore deposits. The definition is based on various methods of image segmentation and determination of grain contours and assemblages.

ОЦЕНКА КАЧЕСТВА УГОЛЬНОГО КОНЦЕНТРАТА, ПОЛУЧЕННОГО ИЗ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ ОФ «КРАСНОБРОДСКАЯ-КОКСОВАЯ»*

**Т.А. Чикишева^{1,2,3}, А.Г. Комарова^{1,3}, Н.Ю. Турецкая^{1,2}, С.А. Прокопьев^{1,2},
Е.С. Прокопьев^{1,2}**

¹ ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

² Институт земной коры СО РАН (ИЗК СО РАН), г. Иркутск, Российская Федерация

³ Иркутский государственный университет (ИГУ), г. Иркутск,
Российская Федерация, e-mail: cta@spirit-irk.ru

В работе представлены исследования технологических параметров угольного концентрата с показателем зольности 9,6 %, полученного из отходов флотации обогатительной фабрики «Краснобродская-Коксовая». Определены основные показатели, отражающие свойства угля: аналитическая влага, содержание углерода, зольность, выход летучих веществ, высшая теплота сгорания, содержание общей серы и петрографические характеристики.

Фабрика Краснобродская-Коксовая находится на территории Кемеровской области и перерабатывает сырье Краснобродского, Новосергеевского и Вахрушевского месторождений. Производственная мощность фабрики составляет 3,5 млн. т/год. Технологической схемой предусматривается глубина обогащения при переработке коксующихся углей до «0» мм и приняты следующие методы обогащения: гравитационное, гравитационное в тяжёлых средах и флотационное. Флотоотходы складировются вместе с отходами гравитационного обогащения в породный отвал [5], который занимает значительную территорию и оказываю нагрузку на экосистему [2, 3].

С целью сокращения складированных отходов углеобогащения отделом комплексного использования минерального сырья ИЗК СО РАН совместно с научно-производственной компанией «Спирит» разработана технология их переработки в рамках комплексной научно-технической программы «Чистый уголь – зелёный Кузбасс».

Исследование пробы проводилось на классифицированном материале, в котором было выделено три гравитационных фракции: тяжёлая ($\rho > 2,0$ г/см³), промежуточная ($1,5 < \rho < 2,0$ г/см³), лёгкая ($\rho < 1,5$ г/см³). Основная масса пробы сложена материалом лёгкой фракции 92,62%, содержание промежуточной и тяжёлой фракций составляет 1,23 и 6,15% соответственно. Оптико-минералогический анализ показал, что лёгкая фракция сложена преимущественно углём (около 90%). Промежуточная и тяжёлая фракции в основном состоят из минеритов (79 и 60% соответственно) и минералов (20 и 40% соответственно). Минеральная составляющая угольного концентрата представлена глинистыми минералами (каолинитом и смешаннослойными образованиями гидрослюд

* Работы выполнены в рамках КНТП Министерства науки и высшего образования РФ № 075-15-2022-1192 «Переработка хвостов угольных обогатительных фабрик с целью получения товарного угольного концентрата»

и смектита), а также карбонатами (сидеритом, кальцитом и доломитом) и кварцем. Реже наблюдаются полевые шпаты, слюды (биотит, мусковит, гидрослюды), гётит и гидрогётит. В единичных зёрнах обнаружены эпидот, апатит, барит, магнетит, гранаты, циркон, амфиболы, пироксены и сульфиды (пирит, халькопирит, сфалерит).

Для углей, поступающих на коксование, наиболее эффективными методами, позволяющими достоверно установить, является ли данный уголь однородным по стадии метаморфизма (основной признак принадлежности угля к тому или иному классу) или смесью углей различных классов, являются петрографические методы [2].

При проведении микроскопических исследований и определении петрографического состава угля было установлено, что основная масса угля представлена витринитом – 69,5%. Инертинит составляет 27,5%, а семивитринит и липтинит – 2 % и 1% соответственно. При этом суммарное содержание фюзенизированных компонентов на чистый уголь (ΣOK) составляет 29%. При определении произвольного среднего показателя отражения витринита (R_o , r) было установлено, что он составляет 1,18%. Полученные показатели позволяют отнести исследуемый уголь к 11 классу и 2 категории, что соответствует каменному витринитовому углю [1]. Кроме того, был изучен и ряд других показателей, отражающих качество угольного концентрата: аналитическая влага, содержание углерода, зольность, выход летучих веществ, высшая теплота сгорания и содержание общей серы (таблица).

Таблица – Показатели качества угольного концентрата

Показатели качества угольного концентрата								
W^a , %	C^d , %	A^a , %	A^d , %	V^{daf} , %	V^a , %	S_t^a	S_t^d	$Q_{s,v}^a$, кДж/кг
2,3	78,7	9,6±0,2	9,8±0,2	26,6±0,8	23,4±0,7	0,34±0,04	0,35±0,04	30659±212
Q_s^d , кДж/кг	Q_s^d , ккал/кг	Мацеральный состав чистого угля, %:				ΣOK , %	R_o , %	
		Vt	L	Sv	I			
31381±212	7495±51	69,5	1,0	2,0	27,5	29,0	1,18	

Влага аналитическая – W^a ; содержание углерода – C^d ; зольность на аналитическое состояние – A^a ; зольность сухого топлива – A^d ; выход летучих веществ сухого беззольного топлива – V^{daf} ; выход летучих веществ сухого беззольного топлива – V^a ; Содержание общей серы на аналитическое состояние – S_t^a ; содержание общей серы сухого топлива – S_t^d ; высшая теплота сгорания на аналитическое состояние – $Q_{s,v}^a$; высшая теплота сгорания сухого топлива – Q_s^d ; витринит – Vt; липтинит – L; семивитринит – Sv; инертинит – I; сумма фюзенизированных компонентов – ΣOK ; показатель отражения витринита – R_o ;

Данные таблицы показывают, что исследуемый материал относится к виду каменного угля. Исходя из параметров R_o , ΣOK и V^{daf} каменный уголь относится к 11-ому классу, 2-ой категории, 26-ому типу. Эти параметры позволяют отнести полученный угольный концентрат к марке КО (кокосый отощённый). Однако, показатели содержания углерода (C^d), теплота сгорания (Q_s^d) и зольность (A^d) указывают на его принадлежность к марке Д (длиннопламенный). Такое противоречие в определении марки полученного угольного концентрата может быть обосновано тем, что в отвалы, из которых был получен угольный концентрат, поступают отходы углеобогатительной

фабрики «Краснобродская-Коксовая», работающей на сырье различных технологических групп марок. Этот факт подтверждает рефлектограммный анализ (рисунок).

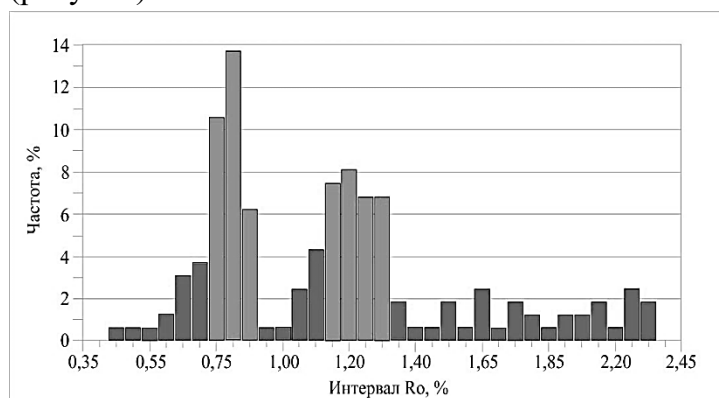


Рисунок. Рефлектограмма результатов измерений среднего произвольного показателя отражения витринита (R_o,r). Субмацералы витринита, использованные в определении R_o,r , коллотелинит

Рефлектограмма отражает смесь из нескольких углей, которые практически невозможно различить. При этом отмечается два чётко выраженных пика: более 30% составляет витринит с показателем отражения от 0,75 до 0,85% и около 29% – витринит с показателем отражения от 1,15-1,3%, что соответствует маркам ГЖ (газовый жирный) и КО (коксовый отощённый) соответственно. Угольный концентрат, полученный из хвостов обогатительной фабрики «Краснобродская-Коксовая» имеет хорошие технологические показатели: зольность концентрата составляет 9,6%, содержание углерода - 78,7%. Данный концентрат пригоден для применения в энергетической отрасли.

Список использованных источников

1. Евменова Г.Л., Вахонина Т.Е. Управление качеством: учебное пособие. - Кемерово: КузГТУ имени Т.Ф. Горбачева, 2013. — 137 с.
 2. Заостровский А.Н., Исмагилов З.Р. Рефлектограммный анализ углей и шихт Кузнецкого бассейна // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2021. – №3 (145). – С. 48-57.
 3. Куприянов А.Н., Манаков Ю.А. Закономерности восстановления растительного покрова на отвалах Кузбасса // Сибирский лесной журнал. 2016. № 2. С. 51–58.
 4. Кутепов Ю.И., Кутепова Н.А., Васильева А.Д. и др. Инженерно-геологические и экологические проблемы при эксплуатации и рекультивации высоких отвалов на разрезах Кузбасса // ГИАБ. 2021. № 8. С. 164–178.
 5. Чурсина М.А., Евменова Г.Л. Снижение техногенной нагрузки на окружающую среду при эксплуатации обогатительной фабрики «Краснобродская-Коксовая» // Природные и интеллектуальные ресурсы Сибири. Сибресурс 2022. Сб. материалов XIX Международной научно-практической конференции, 23-24 ноября 2022 г., Кемерово. С. 305.1-305.5
-

Quality assessment of coal concentrate produced from flotation wastes of Krasnobrodskaya-Koksovaya coal-processing plant

Chikisheva T.A., Komarova A.G., Turetskaya N.Yu., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S.

The paper presents studies of technological parameters of coal concentrate with ash content of 9.6 %, obtained from flotation wastes of Krasnobrodskaya-Koksovaya coal preparation plant. The main coal properties have been determined: analytical moisture, carbon content, ash content, volatile matter yield, higher heat of combustion, total sulphur content and petrographic characteristics.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ НЕФЕЛИНОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ГИПЕРГЕННО–ИЗМЕНЕННЫХ РУД

Д.М. Евстигнеева

Горный Институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: kirovsk_darua@mail.ru

На примере пробы труднообогатимой гипергенно–измененной апатит-нефелиновой руды с содержанием 11,7% нефелина и 20,6% гипергенных минералов показана возможность получения кондиционного нефелинового концентрата. Качество нефелинового концентрата, полученного при обратной флотации с применением традиционных реагентных режимов – алкилгидроксамовых кислот и смеси талловых масел не превысило 22-24% Al_2O_3 . При этом в нем наряду с нефелином содержалось большое количество полевого шпата, слюды, глинистых минералов и цеолитов. Применение катионактивных собирателей из класса эфиров моно и диаминов при прямой нефелиновой флотации позволило селективно разделить алюминийсодержащие минералы. В результате был получен нефелиновый концентрат с содержанием 30,5% Al_2O_3 при извлечении нефелина в него 39,9%.

Комплексная переработка минерального сырья с получением максимально возможного перечня продуктов является современной задачей для горноперерабатывающих предприятий. Извлечение нефелина в полном объеме решает сразу несколько проблем: снижение образования техногенных отходов, то есть отсутствие необходимости поиска новых полезных площадей для хвостохранилищ и отвалов; рациональное использование сырьевых ресурсов; снижение себестоимости производства алюминия за счет распределения производственных затрат на все продукты комплексной переработки. Нефелиновый концентрат получают флотационным способом из хвостов апатитовой флотации. Эффективность флотационного метода зависит от многих факторов: минералогического состава; крупности и формы частиц руды; температуры; отношения количества твердого компонента к жидкости; рН среды и других. Обеднение руд и их переменный состав осложняет получение качественного концентрата, необходимого для производства глинозема. Снижение содержания полезного компонента и переменный состав руд осложняют получение качественного концентрата, необходимого для производства глинозема.

На примере пробы труднообогатимой апатит-нефелиновой руды проведена оценка возможности получения качественного нефелинового концентрата. Исследуемая руда характеризовалась содержанием апатита – 24%, нефелина – 11,7%, полевого шпата – 21%, гипергенных минералов – 20,6%. Для сравнения была рассмотрена также рядовая

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

апатит-нефелиновая руда с содержанием 40% апатита, 40% нефелина, 3,1% полевого шпата. Для флотации темноцветных минералов при обратной флотации нефелина используется смесь талловых масел (рисунок 1). Этот реагентный режим обеспечивает получение нефелинового концентрата требуемого качества из рядовых апатит-нефелиновых руд, но при этом наблюдаются значительные потери нефелина с пенным продуктом. Реагентом, проявляющим большую селективность разделения минеральных комплексов является ИМ-50, представляющий собой смесь алкилкарбоновых и алкигидроксамовых кислот состава С₇-С₉.

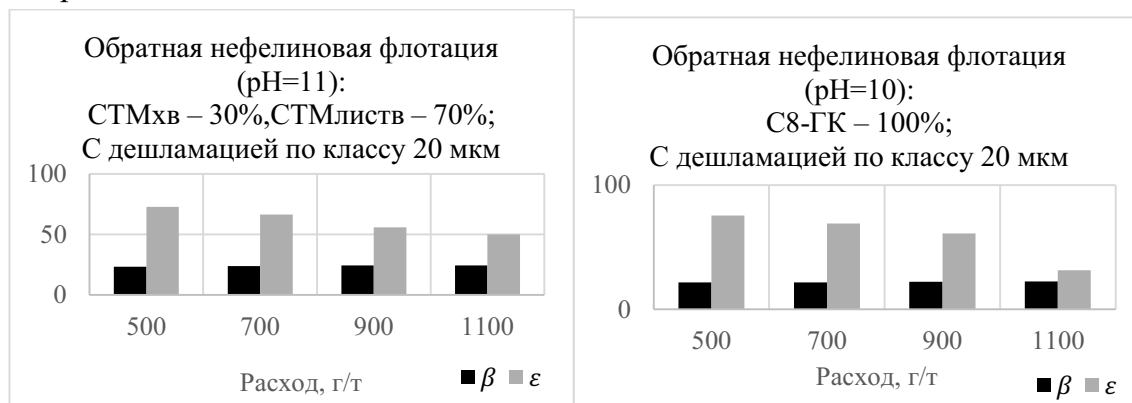


Рисунок 1. Результаты обратной флотации нефелина

Опробование этих двух реагентных режимов при обратной флотации нефелина из гипергенно-измененной руды показало, что содержание оксида алюминия в концентрате не превышает 23-24% для режима с талловыми маслами, а в случае использования реагента ИМ-50 руды всего 21-22% Al_2O_3 . В то время как при флотации в тех же режимах рядовой руды содержание Al_2O_3 в концентрате составило 30-31% (таблица).

Таблица– Результаты флотации апатита в замкнутом цикле

Реагентный режим	Расход реагентов г/т	Технологические показатели	
		β	ϵ
СТМ _{листв.} – 70%; СТМ _{хв.} – 30%	500	30.81	65.98
С8-ГК – 100%	500	31.54	74.75

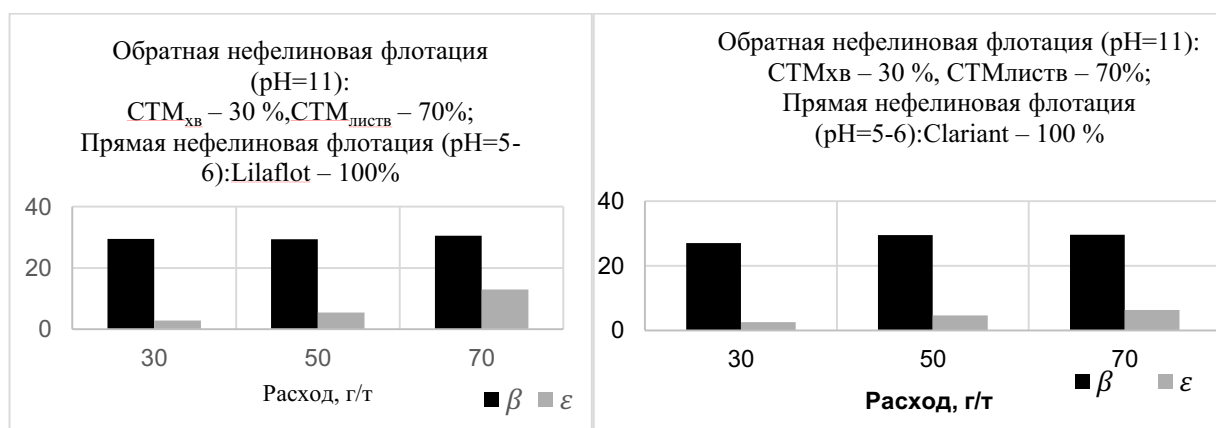


Рисунок 2. Показатели прямой катионной флотации нефелина

Рентгенофазовый анализ показал, что при флотации со смесью талловых масел в качестве собирателя ~75% нефелина остается в камерном продукте (нефелиновый концентрат), 11% переходит в пенный продукт. Однако в концентрате остается значительное количество пироксенов, амфиболов, полевого шпата. Причем в концентрате остаются и вторично измененные минералы – цеолиты, глинистые, слюды. Т.е. распределение алюмосиликатных минералов по продуктам обогащения происходит неселективно. Содержание практически всех минералов в продуктах обогащения сравнимо между собой. Ввиду этого была проведена оценка эффективности прямой флотации нефелина из камерного продукта, полученного после обратной флотации (рисунок 2). Были испытаны два реагента из класса катионоактивных собирателей – алкокиэфир моноамина и алкиловый эфир диамина. В результате при использовании обоих реагентов был получен нефелиновый концентрат с содержанием 29,4-30,5% Al_2O_3 . Рентгенофазовый анализ продуктов прямой нефелиновой флотации показал, что концентрат на 82% он состоит из нефелина. Полевой шпат, глинистые минералы, слюды и цеолиты в основном остаются в камерном продукте.

Assessment of the possibility of obtaining nepheline concentrate from hypergenetically modified ores

Evstigneeva D.M.

On the example of a sample of difficult-to-beneficiate hypergenetically altered apatite-nepheline ore with a content of 11.7% nepheline and 20.6% hypergenic minerals, the possibility of obtaining a standard nepheline concentrate is shown. The quality of nepheline concentrate obtained during reverse flotation using traditional reagent modes - alkyl hydroxamic acids and a mixture of tall oils did not exceed 22-24% of Al_2O_3 . At the same time, along with nepheline, it contained a large amount of feldspar, mica, clay minerals and zeolites. The use of cationic collectors from the class of mono esters and diamines in direct nepheline flotation made it possible to selectively separate aluminum-containing minerals. As a result, a nepheline concentrate was obtained with a content of 30.5% Al_2O_3 with 39.9% nepheline extracted into it.

ОСОБЕННОСТИ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД, ОКАЗЫВАЮЩИЕ ВЛИЯНИЕ НА СОСТАВ ОБОРОТНЫХ ВОД

А.П. Баева, Г.В. Митрофанова

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: baevaaleksandra093@gmail.com

На примере проб апатит-нефелиновой руды проведен анализ жидкой фазы измельченной пульпы. Обогащение жидкой фазы пульпы определенными ионами, обусловленное особенностями минерального состава оказывает негативное влияние на процесс флотации и может привести к накоплению со временем этих ионов в оборотной воде.

Флотационный метод обогащения, используемый при переработке большинства

типов руд, требует значительного количества воды. Обязательным условием работы современных обогатительных фабрик является замкнутый водооборот, при котором для ведения процесса используется оборотная вода из хвостохранилища. Как правило, состав оборотной воды предприятия варьируется незначительно в определенном диапазоне концентраций основных составляющих.

Известно, что ионы оборотной воды могут оказывать негативное влияние на технологический процесс. Так, при флотации апатит-нефелиновых руд отрицательно на флотацию влияют катионы поливалентных металлов, фосфат-, сульфат- и нитрат-ионы. Солевой состав оборотной воды определяется перечнем используемых в процессе реагентов, а также типом перерабатываемых руд, а именно их минеральным составом.

Проводимые исследования показывают, что одной из возможных причин нарушения флотационного процесса при переработке «труднообогатимых» руд являются аномально высокие концентрации определенных ионов во флотационной пульпе. Причиной этого является растворение минералов руды и возможные ионообменные процессы. В частности, это проявляется при флотации апатит-нефелиновых руд из зон гипергенеза, характеризующихся наличием значительного количества вторично измененных минералов [3,4].

На примере трех различных проб апатит-нефелиновой руды, отличающихся содержанием как основных минералов - апатита и нефелина, так и гипергенных минералов.

Пробы руды измельчали в условиях, аналогичных условиям флотационного опыта, с добавлением всех необходимых реагентов. Анализ жидкой фазы пульпы показал, что для руд с высокой долей гидрослюд характерна высокая концентрация ионов алюминия – 100-480 мг/л, при условии содержания в оборотной воде 7-8 мг/л Al^{3+} . Для руды с явными признаками вторичных изменений железосодержащих минералов в жидкой фазе пульпы наблюдается содержание $Fe_{общ}$ на уровне 70-220 мг/л (содержание железа в оборотной воде – 3 мг/л). Следует отметить, что железо находится в пульпе в виде тонко дисперсных коллоидных частиц гидроксида. Именно такие частицы оказывают депрессирующее действие на флотацию апатита, что приводит к снижению выхода апатитового концентрата.

Вызывает интерес повышенное содержание ионов кальция в пульпе для руды с более высоким содержанием слюд. Так, для одной из исследуемых проб с содержанием 17% слюды концентрация ионов кальция в жидкой фазе составила 52 мг/л, при наличии в оборотной воде 22 мг/л Ca^{2+} .

Проведена оценка содержания десорбированных катионов по известной методике при обработке руды 7,5%-ным раствором хлорида калия. При этих условиях из минералов в жидкую фазу переходят катионы кальция, способные к ионному обмену с ионами калия. Согласно полученным результатам большими значениями сорбционной емкости по кальцию характеризовались пробы руды с выраженными гипергенными изменениями. Рассчитанная сорбционная емкость проб руды по кальцию составила

0,013-0,025 мг-экв/л. Однако, явной корреляции между особенностями минерального состава и данными по десорбции кальция не прослеживалось. Очевидно, для понимания этого вопроса необходим набор большего количества статистических данных. При обработке руды раствором хлорида калия ни десорбции ионов алюминия и железа, ни растворения соответствующих минералов не наблюдалось.

Такие изменения в составе оборотной воды, обусловленные особенностями минерального состава руды, с одной стороны оказывают несомненное влияние на процесс флотации. С другой стороны, при условии вовлечения в переработку значительного количества таких руд со временем будет сказываться и на ионном составе оборотной воды, что может потребовать введение дополнительных очистных операций.

Список использованных источников

1. Гершенкоп А.Ш., Артемьев А.В. Влияние оборотной воды на флотацию апатито-нефелиновых руд и способы регулирования ее состава//Водоочистка. Водоподготовка. Водоснабжение. 2014., №2. С-36-40.
 2. Ruan Y., Zhang Z., Luo H. et al. Effects of Metal Ions on the Flotation of Apatite, Dolomite and Quartz // Minerals. 2018. № 8. 141.
 3. Пеков И.В., Турчкова А.Г. и др. Цеолиты щелочных массивов. М.: Эксмо. 2004. – 168 с.
 4. Попов В.Г., Абдрахманов Р.Ф. Введение в обменно-адсорбционную концепцию формирования подземных вод: структура и ионообменные свойства глинистых минералов, кинетика процессов // Геологический сборник. – 2014. – № 11. – С.233-242
-

Features of the mineral composition of apatite-nepheline ores that affect the composition of circulating waters.

Baeva A.P., Mitrofanova G.V.

The liquid phase of the crushed pulp was analyzed using the example of apatite-nepheline ore samples. The enrichment of the liquid phase of the pulp with certain ions due to the peculiarities of the mineral composition has a negative effect on the flotation process and can lead to the accumulation of these ions in recycled water over time.

УСЛОВИЯ ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ СОВМЕСТИМОСТИ ДИСКРЕТНОГО И НЕПРЕРЫВНОГО ОТБОРА ПРОБ

В.З. Козин, А.С. Комлев

Уральский государственный горный университет (УГГУ),
г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: komlev.as@ursmu.ru

Опробование минерального сырья является технологией измерения массовой доли определяемых компонентов. Как любое измерение, оно сопровождается случайными

погрешностями, но отличается тем, что опробуемый массив состоит из большого числа отдельных частиц (кусков), каждый из которых отличается от измеряемой массовой доли опробуемого массива в целом. Эти отличия настолько велики, что превышают другие возможные случайные погрешности измерения массовой доли. Так как причина отличий предопределена свойствами опробуемого массива, появляется возможность теоретического описания и расчета случайной погрешности результата опробования. В работе приведены условия теоретической совместимости дискретного и непрерывного отбора проб.

Влияние отличия отдельных кусков на случайную погрешность отбора пробы является принципиальной особенностью опробования кусковых материалов. Поэтому погрешность отбора пробы, связанная с отличием кусков, получила название *фундаментальной погрешности опробования* [1]. Эта погрешность не учитывает такую не менее важную особенность опробуемого массива в целом, как группировка (сегрегация) частиц в процессе формирования опробуемого массива, вследствие чего отдельные части массива отличаются друг от друга по массовой доле. Учет группировки требует других сведений об опробуемом массиве, чем сведения об отдельных кусках, а расчет погрешностей опробования с учетом группировки выполняется по формулам, не связанным с фундаментальной погрешностью опробования.

Исходя из этого, существуют два варианта отбора пробы, основанных на разных теоретических предпосылках. Дискретный отбор пробы рассматривается как отбор от идеально перемешанного массива (однородного массива), что позволяет получить формулу «фундаментальной» погрешности отбора. Переход к непрерывному отбору проб требует введения новой характеристики опробуемого массива, характеризующей его неперемешанность (неоднородность), что не рассматривается в качестве фундаментальной характеристики [2, 3]. Невозможность теоретического объединения в одной формуле двух вариантов отбора проб считается принципиальным недостатком теории опробования, обсуждаемой и критикуемой в современной литературе [4, 5, 6, 7].

Сформировались два подхода к разработке формулы случайной погрешности опробования: эвристический и аналитический [8, 9, 10].

Эвристическая формула случайной погрешности имеет вид

$$S_{\alpha}^2 = \frac{f \cdot g \cdot l \cdot c \cdot d^b}{q}, \quad (1)$$

где: f – коэффициент формы частиц; g – коэффициент узости класса крупности; l – коэффициент раскрытия частиц; c – коэффициент минералогического состава; d – типичный размер частиц; b – степень, определяющая долю влияния крупности на погрешность; q – масса точечной пробы.

Аналитический подход основан на новом теоретическом понятии *покускового отбора проб*. Так как характеристики кусков в опробуемом массиве известны, случайная погрешность отбора пробы может быть найдена аналитическим путем и названа покусковой дисперсией. Покусковая дисперсия для раскрытых продуктов:

$$S_{\alpha}^2 = S_{\kappa}^2 = \frac{\rho_{\text{м}}}{\rho_{\text{п}}} \alpha(\beta_{\text{м}} - \alpha), \quad (2)$$

где: α – массовая доля определяемого компонента в опробуемом массиве; $\rho_{\text{п}}$ – плотность пробы; $\rho_{\text{м}}$ – плотность минерала, содержащего определяемый компонент; $\beta_{\text{м}}$ – массовая доля определяемого компонента в минерале, его содержащем.

Общая аналитическая формула фундаментальной погрешности опробования:

$$S_{\alpha}^2 = \frac{f \cdot g \cdot \rho_{\text{м}} \cdot \alpha \cdot (\beta_{\text{м}} - \alpha) d_{3\text{max}}^{3-b} \cdot d_{\text{max}}^b}{q}. \quad (3)$$

Общая структура аналитической формулы совпадает со структурой формулы эвристической, но в аналитической формуле все входящие в нее величины являются измеряемыми и могут быть получены из практики работы любой обогатительной фабрики.

Важным преимуществом теории покускового опробования является универсальность предложенной аналитической формулы – фундаментальная погрешность опробования не зависит от того, рассчитывается она для однородного или неоднородного опробуемого массива. При покусковом опробовании коэффициенты вариации массовой доли для однородного и неоднородного массивов равны между собой и равны покусковому коэффициенту вариации:

$$V_{\text{с}} = V_{\text{д}} = V_{\text{к}} \quad (4)$$

Равенство коэффициентов вариации – условие математической связи формул минимальной массы проб для перемешанных и неперемешанных массивов.

В связи с технической сложностью реализации покускового отбора на практике целесообразно выполнять отбор точечных проб с повышенной частотой, отбирая в пробу большое количество кусков. Такой отбор проб предложено назвать высокочастотным. *Высокочастотный отбор точечных проб* является практической реализацией покускового отбора проб и практическим решением проблемы несовместимости расчетов минимальной массы проб [11].

При покусковом отборе число точечных проб от неоднородного массива будет большим. Пример для медной руды ($\alpha = 2\%$, $V_{\text{к}} = 480\%$, $P_{\text{доп}} = 1\%$) с учетом информативности проб 0,5 [12]:

$$N_{\text{т}} = \frac{8 \cdot V^2}{P^2} = \frac{8 \cdot 480^2}{1^2} \approx 2 \text{ млн.}$$

Величины коэффициентов вариации массовой доли ценных компонентов в точечных пробах для большинства руд цветных металлов находятся в пределах от 10 до 25%. В ряде случаев величина коэффициента вариации может составлять до 50% и выше [13].

Допустимые относительные случайные погрешности отбора проб согласно ГОСТ 14180-80 для руд принимаются равными 1,0%, а для концентратов 0,5% [14]. Для повышения качества опробования допустимую случайную погрешность отбора проб для руд возможно принять равной 0,5%. Следовательно, максимальное число точечных

проб для партии руды будет получено для точки отбора проб при коэффициенте вариации 25% и информативности проб 0,5:

$$N_{\tau} = \frac{8 \cdot 25^2}{0,5^2} = 20\ 000.$$

Для точки отбора проб руды при коэффициенте вариации массовой доли 50% число точечных проб от партии составит

$$N_{\tau} = \frac{8 \cdot 50^2}{0,5^2} = 80\ 000.$$

При условии увеличения допустимой погрешности отбора проб до заданного в ГОСТ 14180-80 значения в 1% число точечных проб составит

$$N_{\tau} = \frac{8 \cdot 50^2}{1,0^2} = 20\ 000.$$

Для партий концентратов цветных металлов коэффициенты вариации составляют менее 10%. Для концентратов число проб при коэффициенте вариации массовой доли 5% составит 800.

Отбор за контрольный период 20 000 точечных проб является универсальным для любого продукта на обогатительной фабрике. В этом случае, возможно, исключить экспериментальные работы по определению коэффициентов вариации и определению допустимой погрешности отбора проб. Использование высокочастотного отбора проб также исключает необходимость расчета числа точечных проб.

Высокочастотный отбор проб сопровождается получением начальной пробы большой массы. Для практического применения высокочастотного отбора проб предложен его комбинированный вариант, при котором сокращение начальной пробы выполняется путем отбора большого числа микропорций. Это способствует сохранению величины случайной погрешности сокращенной пробы на уровне погрешности отбора начальной пробы. Высокочастотный способ получил дополнительное название «комбинированный» по причине сочетания в нем элементов способа продольного пересечения потока и способа поперечного пересечения потока, предполагающих сокращение начальной пробы до требуемого объема.

Высокочастотный комбинированный способ отбора проб является способом отбора максимального числа проб с минимальной случайной погрешностью. Способ снижает случайную погрешность результата опробования до величины 0,5% относительных. Теоретическим пределом массы точечной пробы является масса одного куска опробуемого продукта. Предельным технологическим вариантом высокочастотного комбинированного отбора проб кусковых продуктов является отбор в пробу готового для анализа класса крупности (пылевых фракций). При этом условия отбора проб становятся приближенными к покусковому отбору.

Основные теоретические и практические результаты разработки и применения высокочастотного комбинированного способа отбора проб состоят в следующем:

1. Объединение расчетов минимальной массы проб от перемешанных и

неперемешанных массивов возможно на основе предельного варианта величины точечной пробы – одного куска. В этом случае коэффициенты вариации массовой доли в обоих вариантах расчета равны между собой и равны покусковому коэффициенту вариации точечных проб.

2. Покусковой отбор проб на практике выполняется путем отбора с повышенной частотой точечных проб, состоящих из большого количества кусков. Такой отбор проб получил название высокочастотного отбора. Число точечных проб, отбираемых за контрольный период, составляет не менее 20 000 для руд и не менее 800 для концентратов. Число точечных проб определяется коэффициентом вариации массовой доли ценного компонента величиной 25% для руд и 5% для концентратов при допустимой относительной случайной погрешности результата опробования 0,5% и информативности точечных проб, близкой к 0,5.
3. Для адаптации высокочастотного отбора проб к условиям опробования на обогатительных фабриках применяется его комбинированный вариант, при котором сокращение начальной пробы большой массы выполняется путем отбора большого числа микропорций. Число микропорций соответствует числу точечных проб, определенному для высокочастотного отбора. Высокочастотный комбинированный способ отбора проб обеспечивает случайную погрешность результата опробования на уровне 0,5% относительных.
4. Применение высокочастотного комбинированного способа отбора проб для продуктов обогатительных фабрик снимает необходимость расчета коэффициентов вариации массовой доли ценных компонентов, массы и числа точечных проб, а также позволяет минимизировать массу точечной пробы.
5. Годовой экономический эффект от применения высокочастотного комбинированного способа отбора проб за счет сокращения разницы стоимости товарной продукции у производителя и переработчика составляет на медно-цинковых обогатительных фабриках до 50 млн. руб., на золотоизвлекательных фабриках – до 90 млн. руб. [15, 16].

Список использованных источников

1. Gy P. Sampling of Particulate Material: Theory and Practice. Elsevier: Amsterdam, 1982. 431 p.
2. Dihalu D. S., Geelhoed B. A new multi-axial particle shape factor-application to particle sampling. *Analyst*, 2011. 136 (18):3783-8.
3. Geelhoed B. Is Gy's formula for the Fundamental Sampling Error accurate? *Experimental evidence. Minerals Engineering* 2011;24 (2): 169-173.
4. Geelhoed B. *Approaches in Material Sampling*, Delft University Press, 2010. 152 pp.
5. Napier-Munn T.J., Whiten W.J., Faramarzi F. Bias in manual Sampling of rock particles. *Minerals Engineering*. V. 153., 1 July, 2020, article106260.
6. Francois-Bongarcon D., Gy P. The most common error in applying 'Gy's Formula' in the theory of mineral sampling, and the history of the liberation factor, *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 2002. p. 475 – 479.
7. Engström K. Esbensen K.H. Evaluation of sampling systems in iron concentrating and pelletizing processes – Quantification of Total Sampling Error (TSE) vs. process variation //

- Minerals Engineering V. 116, 15 January 2018, pp. 203 – 208.
8. Ramsey M. H., Ellison S.L.R., Rostron P. et al. Measurement uncertainty arising from Sampling: a guide to methods and approaches – 2nd edition// Eurachem. 2019. P. 109.
 9. Svensmark B. Extensions to the Theory of Sampling 1. The extended Gy's formula, the segregation paradox and the fundamental Sampling uncertainty (FSU). Analytica Chimica Acta. 1187 (2021).
 10. Sona M., Dube J-S. Sampling particulate matter for analysis – Controlling uncertainty and bias using the theory of sampling. Analytica Chimica Acta 1185 (2021).
 11. Козин В.З., Комлев А.С. Высокочастотный отбор точечных проб кусковых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 1-1. – С. 153 – 166.
 12. Комлев А.С. Комбинированный способ отбора и сокращения проб минеральных продуктов: научная монография. – Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2020. 216 с.
 13. Козин В.З., Комлев А.С. Определение коэффициентов вариации массовой доли компонентов в продуктах обогащения // Обогащение руд. – 2019. – № 1 – С. 28 – 33.
 14. Козин В.З., Комлев А.С. и др. Определение относительных случайных погрешностей опробования продуктов обогащения // Обогащение руд, № 3. 2022. С. 28 – 34.
 15. Амирова Е.В., Острожная Е.Е., Храмова И.Н. Добыча и переработка руд цветных металлов / Норильский индустриальный институт. – Норильск, 2000. – С. 46 – 47.
 16. Комлев А.С. Предел достоверности отбора проб продуктов обогатительных фабрик // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIX Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: ИП Русских А.В., 2024. С. 96–102.
-

Conditions of theoretical compatibility of discrete and continuous sampling

Kozin V.Z., Komlev A.S.

Sampling of mineral raw materials is a technology for measuring the mass fraction of the components to be determined. Like any measurement, it is accompanied by random errors, but differs in that the sampled array consists of a large number of individual particles (pieces), each of which differs from the measured mass fraction of the sampled array as a whole. These differences are so great that they exceed other possible random errors in the measurement of the mass fraction. Since the reason for the differences is predetermined by the properties of the sampled array, it becomes possible to theoretically describe and calculate the random error of the sampling result. The paper presents the conditions for theoretical compatibility of discrete and continuous sampling.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛУОРЕСЦЕНЦИИ ФТОРАПАТИТА КАК ОСНОВЫ ДИАГНОСТИКИ В ПОРОДАХ И РУДАХ ХИБИНСКОГО МАССИВА

Д.О. Волков, Д.Н. Шибаетва

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация
Апатитский филиал «МАУ», г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: shibaeva_goi@mail.ru

В данной работе представлены первые результаты комплексных исследований спектральных характеристик люминесценции хибинского фторапатита, основанные на методах классической фотолуминесцентной спектроскопии при возбуждении источником с длиной

волны от 250 до 540нм (с шагом 10нм) и регистрации спектров люминесценции в диапазоне 500-700нм (с шагом 2нм).

Апатит Хибинского массива – фторапатит ($\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$), является стратегическим сырьем для производства фосфорсодержащих удобрений. Вопросы его диагностики имеют перспективное значение для решения задач геологической разведки и оценки запасов месторождений, их подтверждения в процессе эксплуатации, применения для реализации процессов предварительного обогащения, контроля качества рудопотока, поступающего на различные технологические операции, а также проведения минералогического анализа.

Одним из возможных диагностических свойств хибинского фторапатита, обеспечивающим его идентификацию в минеральной смеси, является способность люминесцировать при взаимодействии с различными видами излучений [1]. Возможными активаторами люминесценции фторапатита является широкий перечень химических элементов – примесей [2-6], таких как Mn^{2+} , Cd^{2+} , $(\text{UO}_2)^{2+}$, Pb^{2+} , Sb^{3+} , Mn^{5+} и редкоземельных элементов, суммарное содержание которых в хибинском фторапатите может достигать 10 масс.% [7]: Sm^{2+} , Eu^{2+} , Yb^{2+} , Ce^{3+} , Sm^{3+} , Eu^{3+} , Dy^{3+} , Er^{3+} , Tb^{3+} , Nd^{3+} , Gd^{3+} , Yb^{3+} , Pr^{3+} . Наиболее высокие средние содержания редкоземельных элементов по данным [8], полученным на основании более 1200 анализов, отмечаются в апатите с месторождения Коашва.

В работах [9-13] описан успешный опыт применения рентгенолюминесценции фторапатита для реализации процесса кускового предварительного обогащения. На примере апатитсодержащих руд месторождения «Олений Ручей» обоснована эффективность включения в технологию рудоподготовки добытой рудной массы перед процессами «глубокого» обогащения рентгенолюминесцентной сепарации.

Анализ литературных источников [2-6] показал способность апатита люминесцировать не только под воздействием рентгеновского излучения, но при его облучении источниками ультрафиолетового и видимого спектрального диапазона. Однако, информация о применении такого источника для решения технологических задач – реализации процесса предварительного обогащения апатитовых руд, каротажа разведочных и буровзрывных скважин, отсутствует. Применение УФ-излучения в качестве источника возбуждения люминесценции позволило бы исключить влияние вредного фактора (рентгеновского излучения) на персонал, упростить правила размещения и эксплуатации оборудования (исключить ограничения, предъявляемые к работам с использованием источников рентгеновского излучения, сократить объемы разрешительных документов), расширить возможности применения, например, при опробовании скважин.

Представленные в работах [1-6] результаты изучения люминесценции фторапатита иллюстрируются отдельными спектрами, зарегистрированными при определённых длинах волн источника возбуждения, не позволяющими провести сравнительный анализ эффективности применения отдельных длин волн возбуждения и областей регистрации. Кроме того, частое отсутствие сопроводительной геолого-минералогической информации не позволяет судить о постоянстве рассматриваемого минералого-технологического свойства, и соответственно его применять в качестве диагностического признака.

Необходимо отметить, что использовать информацию спектрофлуориметрических исследований для фторапатита иных местонахождений мира невозможно, так как её

интерполяция на Хибинский фторапатит, в силу индивидуальности картины люминесценции образцов апатита, с различных местонахождений нецелесообразна.

В данной работе представлены первые результаты комплексных исследований спектральных характеристик люминесценции хибинского фторапатита, основанные на методах классической фотолюминесцентной спектроскопии при возбуждении источником с длиной волны от 250 до 540 нм (с шагом 10 нм) и регистрации спектров люминесценции в диапазоне 500-700 нм (с шагом 2 нм).

Наличие набора спектров фотолюминесценции для разных длин волн возбуждения позволило построить трехмерные модели распределения интенсивности люминесценции в зависимости от длины волны источника и области регистрации, оценить изменение интенсивности люминесценции на определенной длине волны при возбуждении источником излучения с меняющейся длиной волны (характерной для метода фотолюминесцентной спектроскопии возбуждения).

Исследования проведены на мономинеральных фракциях апатита, отобранных с различных месторождений, принадлежащих к общему элементу Хибинского массива – дуге ийолит-уртитов (Коашвинское, Кукисвумчорское, Олений ручей, Ньорпахкское), а так же местонахождений, характеризующихся специфичной геохимической специализацией (Ущелье Гакмана - отвалы Ловчорритового рудника, ассоциации с редкоземельными минералами – ринкитом-(Ce) и мозандритом-(Ce), гора Тахтарвумчорр - Молибденитовый рудник (в породах наблюдается графит, молбденит, что говорит о более восстановительном характере обстановки).

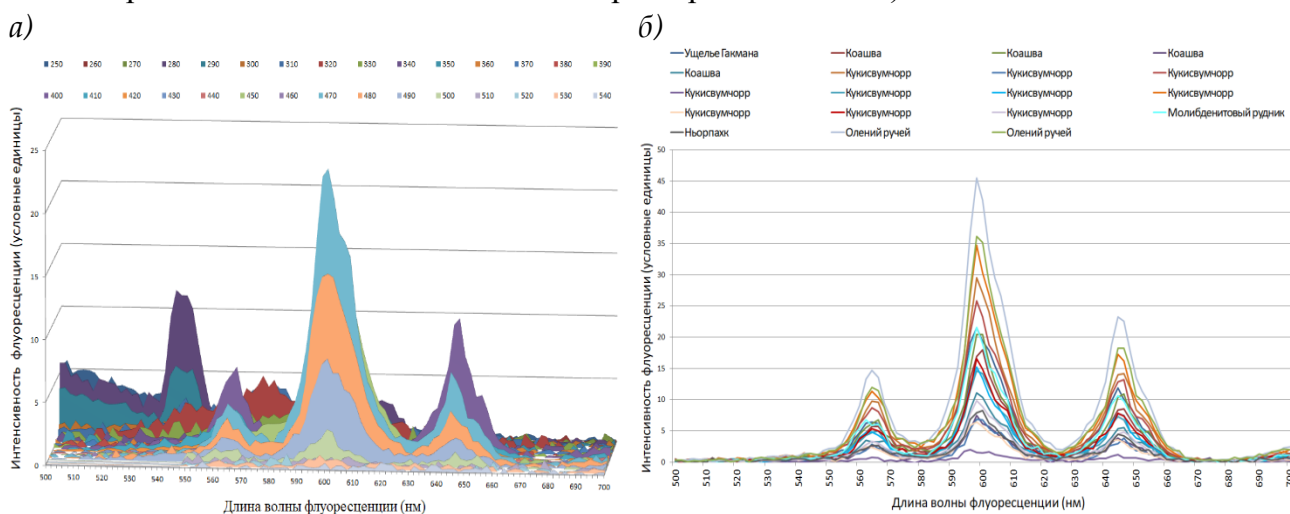


Рисунок. Спектральные характеристики люминесценции апатита:

а) трехмерные модели распределения интенсивности люминесценции апатита с месторождения Коашва, б) PL-спектры исследуемых образцов на длине волны возбуждения 400 нм

Установлено, что наиболее эффективен и демонстрирует постоянство диапазон возбуждения люминесценции фторапатита от 400 до 480 нм, с максимумами люминесценции при длинах волн возбуждения 400 нм, 450 нм и 470 нм (рисунок а).

На рисунке б представлены спектральные характеристики люминесценции исследуемых образцов на длине волны возбуждения в 400 нм (PL-спектры). Спектры люминесценции фторапатита характеризуются тремя основными пиками - на 564 нм, 598 нм и 644 нм (с максимумом на 598 нм), принадлежащими иону Sm^{3+} , замещающему Ca^{2+} в его кристаллической решетке.

Необходимо отметить, что поведение графиков: наличие трех пиков на длинах

волн 564 нм, 598 нм и 644 нм, максимум интенсивности для которых принадлежит центральному, соответствующим элементу - активатору люминесценции Sm^{3+} , коррелирует с данными, полученными другими исследователями для данной длины волны источника возбуждения люминесценции апатита [14].

Список использованных источников

1. Изоитко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд. Издание: Наука, Санкт-Петербург, 1997. - 532 с.;
 2. Горобец Б.С., Портнов А.М. Расшифровка спектров люминесценции апатитов из различных месторождений // Труды минералогического музея им. А.Е. Ферсмана. 1970. Вып. 20. - С. 70-75;
 3. Gaft M., Reisfeld R., Panczer G. Modern Luminescence Spectroscopy of Minerals and Materials. Springer: Berlin/Heidelberg, Germany, 2005. – 386 p.;
 4. Taraschan A.N. Luminescence of Minerals. Naukova Dumka: Kiev, Ukraine, 1978. – 296 p.;
 5. Votyakov S.L., Krasnobaev A.A., Krohalev V.Y. Problems of Applied Spectroscopy of Minerals. Nauka: Ekaterinburg, Russia, 1993. - p. 235.;
 6. Waychunas G.A. Apatite Luminescence // Rev. Mineral. Geochem. – 2002. - №48. PP.701–742;
 7. Локшин Э. П., Тареева О. А. Разработка технологий извлечения редкоземельных элементов при сернокислотной переработке хибинского апатитового концентрата на минеральные удобрения. Апатиты: КНЦ РАН, 2015. – 268 с.
 8. Когарко Л.Н. Редкоземельный потенциал апатита в месторождениях и отходах производства апатито-нефелиновых руд Хибинского массива// Труды Ферсмановской научной сессии ГИ КНЦ РАН. - 2019. - №16. - С. 271–275;
 9. Pavlishina D.N., Vlasov B.A., Tereshchenko S.V. Evaluation of the influence of excitation and registration of the apatite luminescence on the results of separating the khibiny oor apatit-containing ores // Fundam. I Prikl. Vopr. Gorn. Nayk. -2017. - №1. – С. 208–214;
 10. Tereshchenko S.V., Shibaeva D.N., Alekseeva S.A. X-Ray Luminescence Separation of Khibiny Low-Grade Apatite Ore // Journal of Mining Science. – 2019. – Vol. 55, No. 1. – P. 124-133.
 11. Терещенко С.В., Марчевская В.В. и др. Ресурсосберегающая технология обогащения апатит-нефелиновых руд Хибинского массива // Обогащение руд. 2018. № 3(375). С. 32-38.
 12. Терещенко С.В., Павлишина Д.Н. Рентгенолюминесцентная сепарация бедных апатитсодержащих руд // ГИАБ. – 2017. – № 11. – С. 130-137.
 13. Терещенко С.В., Марчевская В.В., Черноусенко Е.В. и др. Исследования по приоритетным направлениям переработки минерального сырья // ГИАБ. – 2015. – № 6. – С. 105-112;
 14. Garcia A. Development of an apatite oxygen paleo-barometer: Experimental characterization of Sm^{3+} -substituted apatite fluorescence as a function of oxygen availability // Precambrian. Res. - 2020. - Vol. 349. – 105389.
-

Study of fluorapatite fluorescence as a basis for diagnostics in rocks and ores of the Khibiny massif

Volkov D.O., Shibaeva D.N.

This paper presents the first results of complex studies of spectral characteristics of luminescence of Khibiny fluorapatite based on the methods of classical photoluminescence spectroscopy under excitation by a source with a wavelength from 250 to 540 nm (with a step of 10 nm) and registration of luminescence spectra in the range of 500-700 nm (with a step of 2 nm).

ПРОГРАММНО-АППАРАТНЫЙ КОМПЛЕКС ДЛЯ СОЗДАНИЯ БАЗЫ ДАННЫХ HSV-ХАРАКТЕРИСТИК ГЛАВНЫХ МИНЕРАЛОВ ХИБИНСКОГО МАССИВА: ЦЕЛИ, ЗАДАЧИ, ПЕРВЫЕ ДАННЫЕ

Р.П. Воронин, Д.Н. Шibaева, Д.О. Волков, В.В. Булатов, Д.А. Асанович

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация
Апатитский филиал «МАУ», г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: shibaeva_goi@mail.ru

В работе представлены первые результаты разработки и применения программно-аппаратного комплекса для анализа керновых образцов различных текстурно-структурных разновидностей апатитовых руд и вмещающих пород Хибинского массива, создания базы данных HSV-характеристик основных породообразующих минералов, на этой основе выявления критериев для идентификации Хибинского апатита в минеральной смеси и применения их в процессе опробования стенок взрывных скважин.

В работе представлены первые результаты разработки и применения программно-аппаратного комплекса для анализа керновых образцов различных текстурно-структурных разновидностей апатитовых руд и вмещающих пород Хибинского массива, создания базы данных HSV-характеристик основных породообразующих минералов, на этой основе выявления критериев для идентификации Хибинского апатита в минеральной смеси и применения их в процессе опробования стенок взрывных скважин.

Аппаратная часть обеспечивает проведение многопараметрической оценки оптических характеристик образцов и минералов (окраски минерала и цвета люминесценции), расположенных на их поверхности за счет использования комплекса источников первичного излучения: светодиодной ленты с цветовой температурой 4000-4200k и источника, излучающего в видимой части спектрального диапазона (синеволновой области, граничащей с ультрафиолетовым диапазоном), а программная часть сопровождение процесса измерения (взаимодействие пользователя с аппаратной частью), реализацию первичной обработки, способствующей повышению качества регистрации, анализа изображений и хранения, сформированных в результате этого, данных.

Функционал первичной обработки позволяет пользователю управлять процессом измерения, включая точное позиционирование исследуемого образца в процессе сканирования его поверхности (программный модуль «Получение изображения со стенда»); обеспечивать наилучшие условия съемки за счет возможности выбора наилучших режимов регистрации поверхности зерна, в зависимости от используемых источников ее освещения; повышать качество и реалистичность исходных данных за счет применения первичной обработки получаемых единичных изображений с целью выделения области, обладающей наибольшей степенью подобия с регистрируемым объектом, (программный компонент «Дисторсия»).

Программное решение, направленное на изучение поверхности кернового материала представлено двумя модулями: «Описание образца» и «Определение минеральных включений».

Программный модуль «Описание образца», обеспечивает формирование первичной информации о керновом образце (принадлежность к типу руды и/или породы, текстурная и структурная характеристика слагающих минералов, форма нахождения апатита и т.п.) с присвоением ему в результате индивидуального идентификатора, позволяющего при последующем анализе данных реализовать сравнительную оценку HSV-цветовых характеристик минералов на поверхности образцов с одинаковыми текстурно-структурными характеристиками, учитывать вариативность цветовой палитры апатита в зависимости от его рудной принадлежности и зернистости.

Обработка изображений поверхности кернового материала, выполняемая в программном модуле «Определение минеральных включений», направлена на формирование карты распределения минеральных включений, в основе которой экспертная разметка, учитывающая оценку физических свойств минералов таких как окраска, блеск, спайность, твердость. Повышение эффективности определения границ минералов обеспечивает анализ двух оптических характеристик минерала: окраски минерала и цвета люминесценции, возбуждаемой источником излучения видимой части спектрального диапазона (сине-фиолетовой области, граничащей с ультрафиолетовым диапазоном), возможность их сравнения и выбора наилучшей для хранения.

Первые результаты анализа кернового материала с применением данного программно-аппаратного комплекса (на примере половинок кернов разведочной скважины месторождения Коашва Хибинского массива) показали (рисунок), что проблемы разделения апатита и нефелина, наблюдающиеся при облучении источником излучения видимого спектрального диапазона, исключаются в процессе минералогического картирования изображений, полученных при облучении поверхности образца источником, излучающим в видимой части спектрального диапазона (сине-фиолетовой области, граничащей с ультрафиолетовым диапазоном).

Использование данного источника с максимумом длины волны в 404 нм обеспечивает интенсификацию различий HSV-цветовых характеристик апатита и нефелина.

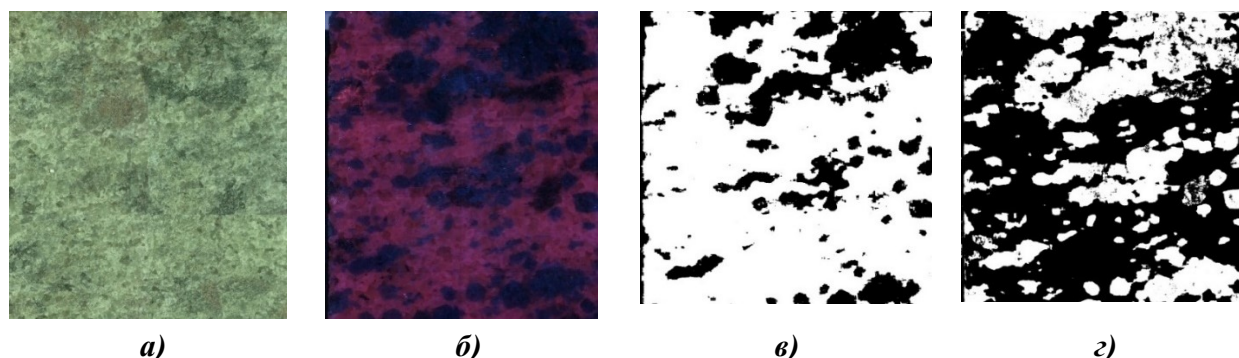


Рисунок. Результаты анализа кернового материала в программно-аппаратном комплексе при облучении поверхности кернового образца:

а) светодиодной лентой с цветовой температурой 4000- 4200k и б) источником, излучающим в видимой части спектрального диапазона (сине-фиолетовой области, граничащей с ультрафиолетовым диапазоном); в) бинарная маска апатита, г) бинарная маска нефелина

Повышение контрастности свойств обусловлено разницей между поглощением, отражением и вкладом люминесценции: нефелин отражает излучение источника во всём его диапазоне (сине-фиолетовая область) за счёт чего имеет голубоватый оттенок, апатит - поглощает часть данного диапазона и вносит вклад в цветовые характеристики своей флуоресценцией.

В спектрах флуоресценции апатита, представленных в работе [Shibaeva D.N. et al. *Express Assessment of Apatite Content in Apatite-nepheline Ores of Ultrabasic Alkaline Complexes Based on its Luminescent Properties (the first study stage). Minerals 2023, 13, 37*], основные пики соответствуют длинам волн 564 нм, 598 нм, 644 нм формируя оранжево-розовую его цветовую палитру.

Hardware-software complex for creation of a database of HSV-characteristics of the main minerals of the Khibiny massif: goals, objectives, first data

Voronin R.P., Shibaeva D.N., Volkov D.O., Bulatov V.V., Asanovich D.A.

The paper presents the first results of the development and application of a hardware-software complex for the analysis of core samples of different textural and structural varieties of apatite ores and host rocks of the Khibiny massif, creation of a database of HSV-characteristics of the main rock-forming minerals, on this basis the identification of criteria for the identification of Khibiny apatite in the mineral mixture and their application in the process of sampling the walls of blast holes.

ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МОНОМИНЕРАЛЬНОГО КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ МЕХАНИЧЕСКИМ, ЭЛЕКТРОГИДРАВЛИЧЕСКИМ И ЭЛЕКТРОРАЗРЯДНЫМ МЕТОДАМИ*

А.П. Жабоедов¹, А.И. Непомнящих¹, А.А. Жерлицын²

¹ Институт геохимии им. А.П. Виноградова Сибирского отделения РАН,
(ИГХ СО РАН) г. Иркутск, Российская Федерация

² Институт сильноточной электроники Сибирского отделения РАН (ИСЭ СО РАН),
г. Томск, Российская Федерация, e-mail: rover2808@yandex.ru

В данной работе выполнено сравнение тонкого измельчения мономинерального кварцевого сырья до фракции +100-300 мкм. механическим, электрогидравлическим и электроразрядным методами.

Одним из основных этапов получения кварцевых концентратов является дробление и истирание.

*Работа выполнена по госзаданию №0284-2021-0004 «Материалы и технологии для разработки радиационных детекторов, люминофоров и оптических стекол», с использованием научного оборудования ЦКП "Изотопно-геохимических исследований" ИГХ СО РАН.

При выполнении данного этапа осуществляется раскрытие минеральных включений, находящихся по граням монофракционных кристаллов и сростков.

При дезинтеграции следует учитывать общепринятые принципы обогащения: не дробить лишнего; не смешивать то, что не смешано в природе; сдерживать развитие поверхности и доводить до заданной крупности в конечной операции [1].

Традиционно для измельчения кварцевой породы применяется механическое дробление, термодробление (терморазупрочнение) и истирание [2].

Термодробление является обязательным процессом, поскольку оно обеспечивает снижение механической прочности, и снижает риск заражения мелющими телами.

На сегодняшний день активно исследуются альтернативные методы тонкого измельчения горных пород, такими методами являются электрогидравлическое и электроразрядное дробление [3], основанные на электрическом пробое и раскрытии материала по трещинам и примесным включениям, являющихся менее электрически прочными, рабочим инструментом метода является канал сильноточного разряда в воде, инициируемый высоковольтным импульсом напряжения.

В результате исследования дезинтеграции кварцитов Восточного Саяна установлено высокая селективность и вскрытие флюидных включений, снижение количества переизмельченного материала с 48% при механическом дроблении до 25% при электрогидравлическом, и электроразрядном дроблении. Существенно снижаются энергозатраты, практически 5 раз.

Также следует отметить, что для электрогидравлического и электроразрядного дробления не требуется предварительное терморазупрочнения кварца, исключение данной операции упрощает технологическую схему передела кварцевых пород.

Список использованных источников

1. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Обогащительные процессы. Т.1. - Москва. – 2006. – с. 417.
 2. Непомнящих А.И., Волкова М.Г., Жабоедов А.П. и др. Кварцевые концентраты на основе сливного кварцита // Неорганические материалы, 2018, Т.54, №8, С. 850–853.
 3. Мирталипов Д.Т. и др. Применение импульсной электроразрядной обработки для дробления материалов и экстракции веществ // Технологии и оборудование химической, биотехнологической и пищевой промышленности. – 2021. – С. 48-51.
-

Grinding of monomineral quartz raw materials using mechanical, electrohydraulic and electric discharge methods

Zhaboedov A.P., Nepomnyashchikh A.I., Zherlitsyn A.A.

This work compares the fine grinding of monomineral quartz raw materials to a fraction of +100-300 microns mechanical, electrohydraulic and electric discharge methods.

РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНАЯ СЕПАРАЦИЯ КАК МЕТОД ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД

Т.Ю. Овчинникова¹, Е.Ф. Цыпин¹, Т.А. Ефремова²

¹ Уральский государственный горный университет (УГГУ), г. Екатеринбург,
Российская Федерация, e-mail: tatayana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

² АО «Уралмеханообр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

Рентгенофлуоресцентная сепарация позволяет оценивать содержание нескольких компонентов в кусковом материале, благодаря чему является перспективным методом предварительной концентрации для многокомпонентных руд в крупности от десятков до сотен миллиметров.

Востребованность применения предварительного обогащения в стадиях рудоподготовки значительно выросла в последние десятилетия. Это связано в первую очередь со снижением концентраций полезных компонентов в добываемом минеральном сырье, а также с потребностью вовлечения в переработку бедного и забалансового сырья. Кроме того, введение в технологическую схему операций предварительного обогащения может потенциально повысить объёмы переработки на последующем, предназначенном для глубокого обогащения, переделе.

Для предварительного обогащения традиционно используют магнитные методы для руд чёрных металлов и гравитационные – для некоторых видов руд цветных металлов и нерудного сырья.

Однако, бурное развитие в последнее десятилетие информационных, особенно рентгеновских методов, позволяет рассматривать их как одни из основных для предварительного обогащения минерального сырья в крупнокусковом виде.

Особый интерес представляет предварительное обогащение руд цветных металлов, причём руд, содержащих два или больше ценных компонентов, то есть многокомпонентных. К многокомпонентным рудам можно отнести, например, медно-свинцово-цинковые, медно-никелевые, свинцово-цинковые и другие комплексные руды.

Традиционно технологическая схема обогащения этих руд включает рудоподготовку, состоящую из операций дробления, грохочения, измельчения и классификации, и глубокое обогащение – флотацию с получением селективных концентратов по селективным или коллективно-селективным схемам. Такая схема часто многостадийна, имеет несколько циклов и характеризуется высоким извлечением ценных компонентов в концентраты.

В настоящее время многокомпонентные руды с высокими концентрациями полезных компонентов практически истощены и в переработку вовлекаются бедные руды, следовательно, в некоторых случаях для сохранения установившихся показателей по выработке концентратов необходимо перерабатывать большие объёмы исходной руды. При этом часть пустой породы (20-40%) имеет достаточное раскрытие

минеральных фаз уже после первых стадий дробления и может быть удалена уже в этой крупности. В этом случае, применение информационных рентгеновских методов для предварительного обогащения может позволить реализовывать технологические схемы, в которых формирование коллективных и селективных продуктов или типизация руд переносится в первые стадии рудоподготовки. Тогда, типовая схема рудоподготовки будет дополнительно включать подготовительные операции дробления и грохочения на машинные сортируемые классы, а также несортируемый (мелкий) класс и сепарацию машинных классов.

Применение таких методов как тяжелосредная, рентгеноасорбционная и рентгенофлуоресцентная сепарация позволяет решать задачу предварительного обогащения для многокомпонентных руд.

Признаком разделения в тяжелосредной сепарации является плотность разделяемых минералов. Плотность является интегральным признаком разделения, то есть плотность отдельного куска зависит от плотностей всех минералов, слагающих этот кусок.

Для минерального сырья, у которого наблюдается тесная корреляция между содержанием целевых компонентов и их плотностью, процесс тяжелосредной сепарации в некоторых случаях, например, при обогащении углей, может быть приближен к идеальному разделению, однако для вкрапленных руд, особенно бедных, тяжелосредная сепарация многокомпонентных руд, содержащих сульфиды (пирит, халькопирит, сфалерит и галенит) будет малоэффективна, так как различие в плотностях кусков будет незначительным.

В последнее время для предварительного обогащения широкое распространение получили рентгеновские информационные методы, в частности рентгеноасорбционный (или рентгенотрансмиссионный – XRT) и рентгенофлуоресцентный (XRF). Для этих методов характерно использование различных по информативности признаков разделения (аналитических параметров), связанных со свойствами компонентов разделяемых минералов.

Так, например, при реализации XRT-метода в качестве аналитического параметра используется величина массового коэффициента ослабления рентгеновского излучения. Данный информативный признак разделения относится к интегральным, так как является функцией атомной плотности всех элементов, входящих в разделяемое минеральное сырьё. Минералы вмещающих пород и рудные минералы по-разному, в зависимости от своего химического состава, пропускают рентгеновское излучение. Обнаруживаемое XRT-методом различие в кусках разделяемого материала представляется в виде графического контрастного изображения, последующая обработка которого позволяет принять решение об удалении или не удалении каждого конкретного куска из общего потока.

XRT-метод использует проникающее рентгеновское излучение и является объёмным, он позволяет обнаружить скрытую минерализацию в кусках. Однако, для этого метода мешающими факторами являются размеры и форма кусков, переменные

плотности минералов, а также то, что элементы, входящие в минералы и имеющие близкие значения атомной плотности, будут искажать получаемое графическое изображение, следовательно, эффективность разделения может снизиться.

Для многокомпонентных руд XRT-метод может быть применён в случае высокой коррелированности содержаний всех ценных компонентов.

В основе метода рентгенофлуоресцентной сепарации лежит использование в качестве признака разделения аналитического параметра, являющегося, например, спектральным отношением вторичного характеристического излучения элемента к интенсивности в области рассеянного излучения.

Для каждого элемента в соответствии с законом Мозли характерна определённая энергия квантов характеристического излучения, по которой элемент, характеризующийся квантом, может быть идентифицирован, интенсивность пика в области элемента говорит о его содержании в каждом куске.

Так как энергия вторичного характеристического кванта уникальна для каждого элемента, то такой аналитический параметр относится к дифференциальным признакам, дающим возможность идентифицировать компонент по характерному только для него свойству. По интенсивности проявления признака можно судить о содержании компонента в куске.

Рентгенофлуоресцентная сепарация позволяет оценивать содержание нескольких компонентов в кусковом материале, крупность которого составляет от первых десятков до первых сотен миллиметров. Также этот метод позволяет осуществлять сортировку руды по комплексным алгоритмам, учитывающим содержание каждого из целевых компонентов, что важно при разделении многокомпонентных руд, таких как, например, медно-свинцово-цинковых. В этом случае возможно составить комплексный алгоритм разделения, который позволит с минимальными потерями выделить в коллективный концентрат предварительного обогащения кусковой материал, преимущественно состоящий из кусков, включающих ценные минералы, и коллективные хвосты отвального качества.

По сравнению с рентгеноабсорбционной, рентгенофлуоресцентная сепарация является менее производительной, кроме того, спектральное отношение относится к поверхностным признакам, следовательно, при наличии у кусков скрытой минерализации, эффективность разделения может быть занижена, также на эффективность разделения будет влиять и геометрия измерения информативного признака.

Кроме собственно задачи предварительной концентрации, использованием различных типов алгоритмов при рентгенофлуоресцентной сепарации можно решать и другие задачи: выделение крупнокусковых кондиционных концентратов, выделение из исходной горной массы технологических типов и сортов, перерабатываемых в дальнейшем по различным технологическим схемам, удаление вредных для последующих технологий вредных примесей.

Успешный опыт применения рентгенофлуоресцентной сепарации позволяет

сказать, что рентгенофлуоресцентная сепарация является перспективным методом предварительной концентрации для многокомпонентных руд.

X-ray fluorescence separation as a method of preliminary concentration of multicomponent ores

Ovchinnikova T.Yu., Tsypin E.F., Efremova T.A.

X-ray fluorescence separation makes it possible to estimate the content of several components in a lumpy material, due to which X-ray fluorescence separation is a promising method of pre-concentration for multicomponent ores in sizes from tens to hundreds of millimeters.

ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ "УМБОЗЕРО", МУРМАНСКАЯ ОБЛАСТЬ *

***Е.А. Красавцева^{1,2}, В.В. Максимова^{1,2}, П.В. Икконен³, В.В. Семушин³, Д.В. Макаров¹,
Н.Л. Алфертьев⁴, И.И. Шиляев⁵, Н.М. Лазарева⁶***

¹Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

²Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики КНЦ РАН,
г. Апатиты, Российская Федерация

³Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

⁴Лапландский государственный природный биосферный заповедник,
г. Мончегорск, Российская Федерация

⁵Национальный исследовательский Мордовский государственный университет им. Н.П. Огарёва
(МГУ им. Н.П. Огарёва), г. Саранск, Российская Федерация

⁶Национальный исследовательский университет ИТМО,
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: vandeleur2012@yandex.ru

В работе приведены результаты исследований состава и свойств хвостов обогащения лопаритовых руд обогатительной фабрики «Умбозеро», Мурманская область. Были отобраны и изучены пробы поверхностного слоя хвостохранилища, определены инженерно-геологические характеристики и вещественный состав отходов. Установлено, что исследуемые отходы относятся к мелким и среднезернистым пескам, преобладающие фракции 0.1-0.25 и 0.25-0.5 мм. В минеральном составе отходов преобладают нефелин, микроклин и альбит.

Активная деятельность горнопромышленных предприятий привела к накоплению значительного объёма техногенного сырья, складированного на открытых площадках, в том числе хвостохранилищах. Одним из способов снижения негативного воздействия на экосистемы в зоне влияния горнодобывающих предприятий является вовлечение отходов обогащения руд в переработку. Актуальность изучения хвостов обогащения

* Работа выполнена в рамках тем НИР FMEZ-2022-0022, FMEZ-2022-0010

редкометалльных руд обусловлена также стратегией развития минерально-сырьевой базы России (указ № 2914-р от 22 декабря 2018 г.), согласно которой эффективное развитие высокотехнологичных отраслей возможно только при достаточном обеспечении промышленности стратегическими металлами, в частности, редкоземельными. Для подбора эффективной схемы переработки отходов обогащения руд необходимо определение состава и свойств складированных хвостов.

Цель работы – исследование особенностей инженерно-геологических характеристик и вещественного состава хвостов обогащения лопаритовых руд обогатительной фабрики (ОФ) «Умбозеро» в Мурманской области.

Объектами исследования являлись отходы обогащения лопаритовых руд, отобранные на выведенном из эксплуатации хвостохранилище ОФ «Умбозеро». Летом 2023 г. сотрудниками ИППЭС КНЦ РАН был произведен отбор проб хвостов обогащения с поверхностного слоя и глубины 0.3 м (рисунок).



Рисунок. Схема отбора проб хвостов обогащения

В лабораторных условиях определяли инженерно-геологические характеристики: влажность, плотность, истинную плотность, пористость и коэффициент пористости. Проводили ситовой, минералогический, химический и радионуклидный анализы.

Анализ полученных результатов позволил установить, что хвосты обогащения характеризуются преобладанием фракций -0.5 мм, что указывает на вероятность пыления в условиях сухой ветреной погоды. Определен высокий коэффициент вариации параметров, указывающий на неоднородность содержания частиц определенного

размера и влаги в поверхностном слое хвостов.

Установлено преобладание в химическом составе хвостов обогащения кремния, алюминия и натрия, что соотносится с преобладающими в минеральном составе нефелином и полевыми шпатами. В ряде проб методом рентгенофазового анализа выявлен лопарит. Установлен радио-ториевый характер радиоактивности хвостов обогащения с повышенными относительно средних проб содержанием природных радионуклидов в отделенной тонкой фракции отходов (-0,071 мм).

Engineering-geological characteristics of enrichment tailings of the "Umbozero" enrichment plant, Murmansk Region

Krasavtseva E.A., Maksimova V.V., Ikkonen P.V., Semushin V.V., Makarov D.V., Alfertiev N.L., Shilyaev I.I., Lazareva N.M.

The paper presents the results of studies of the composition and properties of loparite ore dressing tailings from the Umbozero processing plant, Murmansk region. Samples of the surface layer of the tailings were collected and studied, and the engineering-geological characteristics and material composition of the waste were determined. It was established that the waste under study belongs to fine and medium-grained sand, the predominant fractions being 0.1-0.25 and 0.25-0.5 mm. The mineral composition of the waste is dominated by nepheline, microcline and albite.

ОПЫТ ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АНАЛИЗАТОРА ВАЗМ-1М В СИСТЕМАХ КОНТРОЛЯ И УПРАВЛЕНИЯ МЕЛЬНИЦАМИ

И.В. Соколов¹, В.В. Морозов²

¹ АО «СоюзЦМА» им. В.П. Топчаева, Москва, Российская Федерация

² Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация

Рассмотрены результаты применения виброакустических анализаторов для контроля процесса измельчения на предприятиях рудобогатительной, металлургической и строительной отраслей промышленности.

В настоящее время для контроля режимов работы мельниц различного типа, кроме традиционных приборов контроля мощности, весового и объемного расхода исходных продуктов, успешно применяются современные интеллектуальные приборы, обеспечивающие контроль как энергетических, так и технологических параметров процесса измельчения. Одним из таких приборов является виброакустический анализатор загрузки мельниц ВАЗМ-1М разработки АО «СоюзЦМА» им. Топчаева В.П. [1].

В анализаторе ВАЗМ-1М реализован метод измерения технологической нагрузки мельницы, основанный на наличии корреляционной связи между параметрами загрузки

мельницы технологическими компонентами (исходным сырьем, мелящими телами, возвратным потоком классификации) и уровнем ее шумового поля (по вибрационному и/или акустическому компоненту). При этом производится анализ полного спектра шумовых сигналов, измеряемого в реальном масштабе времени, что позволяет более адекватно выбрать частотный диапазон для выявления наиболее устойчивых интегральных параметров, характеризующих объемное заполнение мельниц с учетом влияния всех технологических компонентов, находящихся в барабане мельницы.

Метод спектрального анализа комплексной нагрузки мельницы поясняется отображением спектра шумового поля мельницы на экране виртуальной панели визуализации анализатора ВАЗМ-1М представленной на рисунке 1.

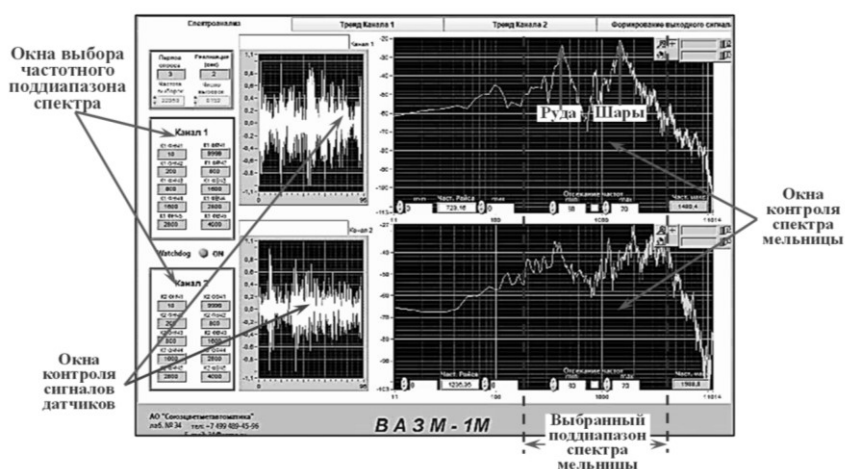


Рисунок 1. Виртуальная панель визуализации анализатора ВАЗМ-1М

Анализатор ВАЗМ-1М реализован как двухканальный прибор синхронно обрабатывающий информацию, отдельно поступающую с двух независимых датчиков сигналов в едином информационном поле. На экране визуализации отображаются окна контроля сигналов датчиков и спектры шумового поля мельницы по каждому датчику. Спектральное отображение шумовых полей позволяет выбрать для оценки технологической нагрузки (объемной загрузки) мельницы тот диапазон спектра, который достоверно коррелируется с комплексной загрузкой мельницы компонентами процесса измельчения [2].

В качестве датчиков, контролирующих шумовое поле мельницы по вибрации, выбран вибродатчик ВК310-А фирмы ВИКОНТ (Российская Федерация), а в качестве датчика по акустическому полю – микрофонное устройство с узконаправленной характеристикой разработки АО «СоюзЦМА».

Опираясь на опыт использования анализатора ВАЗМ-1М в структурах АСУТП измельчительных переделов разных предприятий можно выделить следующие технологические задачи, решаемые на основе информации, формируемой анализатором:

- ✓ контроль технологической нагрузки мельниц различного типа с формированием сигнала технологической нагрузки мельницы (см. рисунок 1 – интегральная амплитуда выбранного поддиапазона спектра мельницы), и предупредительного

- сигнала о возникновении перегрузочного режима работы мельницы;
- ✓ контроль износа шаров. Задача реализуется в выборе того частотного поддиапазона, который достоверно коррелируется с массой шаров, находящихся в барабане мельницы;
- ✓ контроль технического состояние мельниц, например, износа футеровки;
- ✓ обнаружение причин нарушения технологии процесса измельчения, например изменения измельчаемости руды.

Так, опираясь на показания анализатора ВАЗМ-1М, установленного на однокамерной трубной мельнице размола известняка, в процессе работы была произведена косвенная оценка влияния изменения, что по-разному отражалось на технологической нагрузке зон мельницы. В первой зоне (зоне основного измельчения) увеличение твердости исходного сырья приводило к увеличению технологической нагрузки, замедлению процесса измельчения и, как следствие, накоплению материала в зоне, что в некоторых случаях приводило к уменьшению объема материала, передаваемого во вторую зону.

Технологический режим второй зоны (зоны доизмельчения) определялся двумя составляющими: количеством материала, поступающего из первой зоны, и твердостью материала. При этом мягкий известняк, переизмельченный в первой зоне, чрезмерно заполнял объем второй зоны (заиливание зоны), затрудняя тем самым прохождение материала от зоны загрузки мельницы до разгрузочной зоны, что приводило к нарушению технологического регламента работы [3].

Одной из актуальных задач в настоящее время является решение проблемы импортозамещения оборудования, как технологического, так и средств автоматизации. Для оценки возможности импортозамещения зарубежного контрольного оборудования был проведен укрупненный анализ параметров автоматизированных систем управления технологическим процессом измельчения (АСУ ТПИ) и используемого при этом оборудования. Для обоснования возможности замещения импортного оборудования было проведено сравнение системы автоматизации сухого помола SMARTFILL немецкой фирмы KIMA и системы ВАЗМ-1М АО «СоюзЦМА».

Анализ показал схожесть обеих систем, как по контрольным, так и по управляющим параметрам в АСУ ТП контроля загрузки мельниц исходным сырьем. Принципиальным отличием рассматриваемых систем является то, что оборудование системы SMARTFILL устанавливается непосредственно на барабан мельницы, что приводит к необходимости демонтажа оборудования при выходе мельницы в ремонт. Комплект оборудования АО СоюзЦМА устанавливается отдельно от барабана мельницы. При этом микрофон устанавливается на специальной конструкции, жестко фиксирующей его относительно мельницы, а вибродатчик устанавливается на магнитную шайбу.

Сравнение ожидаемых результатов эксплуатации показывает их близкую эффективность (рисунок 2). Однако, анализатор ВАЗМ-1М дополнительно контролирует износ шаров и футеровки, что может быть использовано в комплексных

АСУ ТП измельчения.

Результаты эксплуатации анализатора ВАЗМ-1М, установленного в 2020 году на мельнице АО «РУСАЛ Краснотурьинск» показали его эффективность. Производительность мельницы была увеличена с 24,2 до 28,6 т/ч, удельный расход электроэнергии был снижен с 12,6 до 10,6 кВт/тонну (рисунок 3).

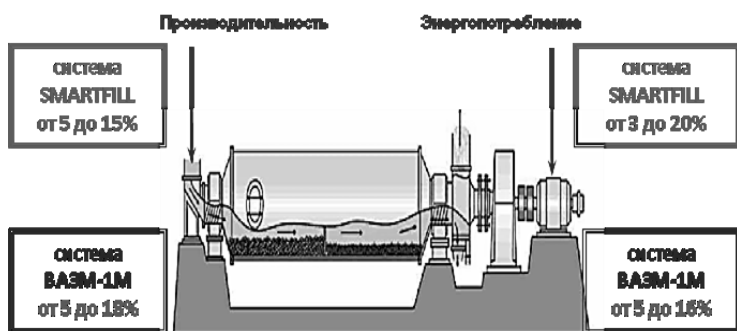


Рисунок 2. Результаты эксплуатации систем регулирования Smartfill и ВАЗМ-1 М

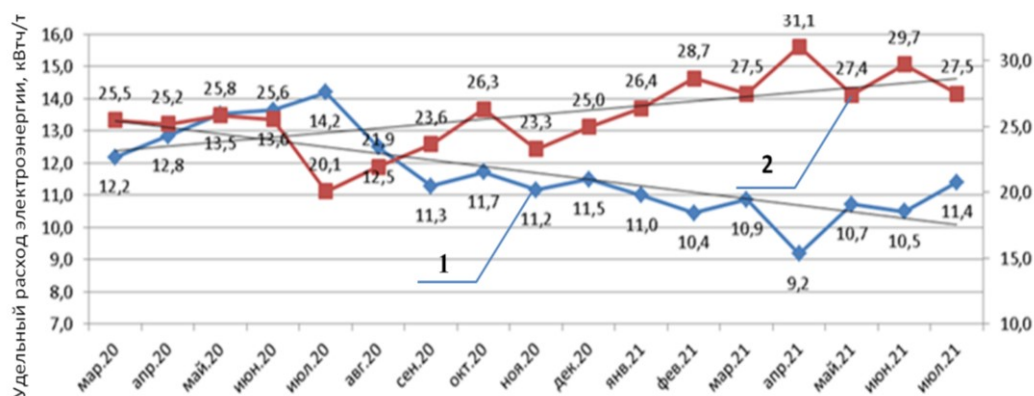


Рисунок 3. Результаты эксплуатации анализатора ВАЗМ-1М на мельнице АО «РУСАЛ Краснотурьинск»

Необходимым условием достижения положительных результатов при внедрении анализатора ВАЗМ-1М является подготовка технологического персонала объекта и наработка массивов данных, характеризующих статические и динамические характеристики объекта управления. В данном случае технологи объекта в течение 2 месяцев отрабатывали регламент ведения процесса с использованием информации анализатора ВАЗМ-1М.

Результаты испытаний и промышленного внедрения показали высокую эффективность отечественных разработок в области виброакустического контроля процессов измельчения и целесообразность их распространения на предприятиях рудообогатительной, металлургической и строительной отраслей промышленности.

Список использованных источников

1. Морозов В.В., Топчаев В.П., Улитенко К.Я. и др. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. М: «Руда и Металлы», 2013. – С. 100-106.

2. Дёмин А.В., Соколов И.В., Хаймовский С.С. Решения АО «Союзцветметавтоматика» по автоматизации технологических процессов цементного производства. ЦементИнформ. 2020, №2(72), С. 6-7.
 3. Соколов И.В. Опыт внедрения решений АО «Союзцветметавтоматика» в аспекте импортозамещения // «ЦементИнформ» 84–87 – 2022- С. 61-30.
-

Experience using the VASM-1M analyzer in mill control and management systems

Sokolov I.V., Morozov V.V.

The results of the application of vibroacoustic analyzers to control the grinding process at enterprises of ore processing, metallurgical and construction industries are considered.

ПРИОРИТЕТЫ ПРИМЕНЕНИЯ РЕНТГЕНОВСКИХ МЕТОДОВ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Е.Ф. Цыпин¹, Т.Ю. Овчинникова¹, Т.А. Ефремова², С.В. Зиятдинов²

¹ Уральский государственный горный университет (УГГУ),
г. Екатеринбург, Российская Федерация

² АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: tatayana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

Применение для предварительного обогащения минерального сырья информационных рентгеновских методов, таких как рентгеноабсорбционный и рентгенофлуоресцентный, позволяет вовлекать в переработку многокомпонентное сырьё и сырьё с малыми содержаниями полезных компонентов. Выбор того или иного метода зависит от свойств обогащаемого материала. Сочетание методов может повысить эффективность разделения.

Осуществляемые в ходе рудоподготовки процессы распознавания и сортировки руд на технологические типы, сорта, породную массу; разрушения рудной массы для раскрытия агрегатов рудных минералов или для доведения её до требуемой крупности; подготовки с разделением руды на классы крупности и с интенсификацией различий в физических свойствах компонентов; разделения на продукты с преобладанием агрегатов рудных минералов и пустую породу являются предварительными стадиями обогащения. В большинстве случаев в предварительном обогащении решается задача выделения кусковых отвалных хвостов, то есть осуществляется предварительная концентрация ценных компонентов в черновом коллективном концентрате с экономически оправданным минимумом потерь всех ценных компонентов.

В стадиях рудоподготовки применяют следующие методы обогащения: гравитационный, магнитный, информационные, промывку, сочетание избирательного дробления и грохочения. Наиболее универсальными, применимыми ко многим видам минерального сырья, являются такие методы из группы информационных (сенсорных в зарубежной терминологии) как рентгеноабсорбционный (рентгенотрансмиссионный –

XRT) и рентгенофлуоресцентный (XRF).

Использование рентгеноабсорбционного метода основано на том, что значения массового коэффициента ослабления μ_m при прохождении рентгеновского излучения через вещество зависят от энергии излучения и атомного номера поглощающего элемента. Интенсивность прошедшего излучения, кроме того, дополнительно зависит от плотности вещества, размеров куска и элементного состава вещества, то есть является функцией многих переменных.

Массовый коэффициент ослабления сложного вещества можно найти по формуле

$$\mu_m = \sum_i (\mu_m)_i C_i,$$

где i – индекс i -го химического элемента; C_i – концентрация i -го элемента.

Для малых энергий основным процессом ослабления является процесс фотоэлектрического поглощения. С увеличением энергии излучения полный массовый коэффициент ослабления уменьшается.

Процесс ослабления излучения при прохождении через вещество зависит от энергии фотонов и атомного номера элементов вещества (или эквивалентного ему). Массовый коэффициент ослабления рентгеновского излучения для всех элементов уменьшается с возрастанием энергии фотонов.

Для химических элементов вмещающих пород (порядковый номер до 15) массовый коэффициент поглощения существенно меньше, чем у химических элементов, входящих в состав многих полезных минералов руд чёрных, цветных и редких металлов ($Z > 24$).

Метод измерения, основанный на различии в ослаблении интенсивности рентгеновского излучения объёмами полезного ископаемого и породы, является рентгеноабсорбционным. Потенциальным разделительным признаком в данном случае является интенсивность излучения, прошедшего через объём объекта измерения.

Метод определения содержания элемента по интенсивности прошедшего излучения является рентгеноабсорбционным элементным, а, при использовании интенсивности прошедшего излучения с определением плотности вещества, – рентгеноабсорбционным плотностным. Определение плотности целесообразно проводить при большой энергии квантов. При тесной корреляции между плотностью и содержанием элемента плотностной метод становится для данного случая и элементным. Для устранения влияния колебаний плотности и размеров кусков применяют и «двухлучевые» методы (двойной «плотности») с использованием γ -излучения двух энергий. Метод часто неселективен для элементов с близкими атомными номерами.

Каждые минерал, изотоп или элемент (в общем случае компонент) обладают характерными для них свойствами. В куске или другой порции минерального сырья могут присутствовать несколько компонентов. Если значение измеряемого свойства куска является усреднённой функцией значений этого свойства нескольких компонентов, то данное свойство следует считать интегральным, которому соответствует интегральный признак разделения. Если признак разделения связан с

уникальным свойством компонента, а у прочих компонентов оно не проявляется, то свойство и соответствующий признак следует считать дифференциальным. Если у каждого из нескольких компонентов проявляются отличные от других компонентов характерные только для них свойства, то свойства и соответствующие признаки следует считать дифференциальными многокомпонентными.

При использовании интегрального признака оценкой содержания интересующего компонента является средневзвешенное значение свойств всех компонентов куска. Такие признаки применимы для бинарных или сводимых к ним систем, у каждого компонента которых имеется характерное (при близости свойств всех компонентов кроме определяемого) значение свойства, меняющееся в небольших пределах. В этом случае

$$\xi_k = \alpha_1 \xi_1 + \alpha_2 \xi_2, \text{ при } \alpha_1 + \alpha_2 = 1,$$

где ξ_k , ξ_1 , ξ_2 – значения признака разделения (в ряде случаев свойства) соответственно куска, 1-го и 2-го компонентов; α_1 , α_2 – содержания (массовая доля, объёмное или поверхностное содержание) соответственно 1-го и 2-го компонентов.

В поликомпонентных системах, даже мало меняющихся, но отличных друг от друга свойств отдельных компонентов, появляется неопределённость в соотношении содержания интересующего компонента со значением признака разделения куска, поскольку соотношение содержаний прочих компонентов может произвольно меняться. Например, для трёхкомпонентной системы, для которой справедлива зависимость признака разделения куска от содержаний интересующего (1-го) и прочих (2-го и 3-го) компонентов и соответствующих значений свойств компонентов:

$$\xi_k = \alpha_1 \xi_1 + (1 - \alpha_1 - \alpha_3) \cdot \xi_2 + (1 - \alpha_1 - \alpha_2) \cdot \xi_3.$$

Неопределённость причины изменения ξ_k (изменение α_1 , α_2 или α_3) приводит к высоким погрешностям измерения при использовании интегральных признаков.

В рентгеноабсорбционном методе сепарации признак разделения является интегральным.

Метод потенциально применим для предварительной концентрации бокситов, фосфоритов, угля, простых моноэлементных руд, таких как железные, сурьмяные, свинцовые, хромовые и др. В них эффективный атомный номер коррелирован с содержанием единственного элемента, имеющего промышленное значение, или все ценные элементы имеют близкие значения массового коэффициента ослабления. Для комплексных руд с малыми содержаниями интересующих компонентов метод может быть неэффективен.

Рентгенофлуоресцентный метод обогащения может использоваться для многих типов руд цветных, чёрных и редких металлов, особенно руд сложного элементного состава, а также в случаях малых концентраций компонентов в наиболее богатых кусках, что характерно для недостаточного раскрытия минеральных фаз в крупности предварительного обогащения, осуществляемого покусковой сепарацией.

Флуоресцентные методы весьма селективны, они являются прямыми, так как интенсивность излучения в характеристической рентгеновской энергетической области

элемента прямо характеризует его содержание в контролируемом веществе. В используемом для принятия решения об удалении куска рентгеновском спектре может быть выделено несколько спектральных областей, каждая из которых соответствует определённому элементу, что позволяет одновременно определять и учитывать содержания нескольких элементов. Эти преимущества делают флуоресцентные методы наиболее информативными и потому перспективными для применения для сложных видов минерального сырья.

Помимо непостоянства состава компонентов в куске на точность оценки содержания интересующего компонента влияют характер минерализации, размеры и форма куска, геометрия измерения, загрязнение поверхности. Степень влияния перечисленных факторов на точность оценки различна у объёмных и поверхностных признаков получения информации.

Объёмные признаки используются в рентгеноабсорбционном методе. Для них важнейшими мешающими факторами являются размеры и форма кусков, переменные плотности минералов, в отдельных случаях характер минерализации кусков (скрытая, поверхностная, равномерная и т.п.). Поверхностные признаки характерны для рентгенофлуоресцентных методов. Потенциально мешающими факторами являются характер минерализации кусков, в отдельных случаях загрязнение поверхности кусков, размер и форма кусков. Весьма большое значение приобретает геометрия измерения (например, полнота «осмотра» куска – односторонний, двухсторонний, интегральный «осмотр» и т.п.), что необходимо учитывать при проектировании сепараторов.

Устранение недостатков каждого из рассмотренных методов достигается при использовании мультисенсорных, например, сочетания рентгеноабсорбционной и рентгенофлуоресцентной, систем получения информации.

Priorities of the application of x-ray methods for the preliminary concentration of mineral raw materials

Tsypin E.F., Ovchinnikova T.Yu., Efremova T.A., Ziyatdinov S.V.

The use of informational X-ray methods such as X-ray adsorption and X-ray fluorescence, for the preliminary processing of mineral raw materials, makes it possible to involve multicomponent raw materials and raw materials with low concentrations of valuable components in processing. The choice of a particular method depends on the properties of the material which being processed. A combination of methods can increase the efficiency of the separation process.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СВЧ ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ*

В.А. Абурова, В.А. Люблянова

Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II (СПГУ),
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: aburovaleria@gmail.com

Обоснована возможность применения СВЧ обработки углеродсодержащей руды, направленной на снижение прочностных параметров для уменьшения энерго- и ресурсозатрат на стадии рудоподготовительного передела. Показаны результаты оценки индексов AI и параметров A·b для образцов до и после обработки.

Сырьевой комплекс представляет важнейшую часть мировой экономики. На сегодняшний день одним из актуальных направлений в области переработки минерального сырья является разработка современных технологических решений, в том числе включающих в себя применение энергетических методов воздействия на различных стадиях переработки.

Применение электромагнитных волн сверхвысокой частоты (СВЧ) является одним из таких методов воздействия. Как известно рудоподготовительный передел один из самых энергоемких, и чем больше твердость материала, тем больше требуется энергии на его измельчение.

Для СВЧ воздействия характерной особенностью является селективный нагрев. Поскольку рудные минералы и минералы пустой породы могут обладать разной восприимчивостью к волнам сверхвысокой частоты, в процессе обработки возникает разница температур нагрева и как следствие происходит возникновение трещин в зонах их перепада. Поэтому целью данной работы являлось установление влияния данного энергетического метода воздействия на прочностные характеристики и параметры абразивности углеродсодержащей руды.

В качестве объекта исследования выбрана углеродистая благороднометалльная руда, для которой характерна тонкая вкрапленность золота в минералы-концентраты, преимущественно такие как пирит и арсенопирит. Основными породообразующими минералами являются кварц, карбонаты, глинисто-серицитовый материал и слюды. Также важной особенностью является наличие сорбционно-активного по отношению к растворенному золоту органического углеродистого вещества.

Тест падающего груза проводился на установке фирмы JKTech, которая предназначена для измерения функций разрушения при различных значениях энергий от 0,1 до 2,5 кВт·ч/т на образцах исследуемой руды до и после СВЧ воздействия. Определение индекса абразивности проводилось аналогично на пробах до и после СВЧ

* Работа выполнена при поддержке Государственного задания Исследование термодинамических процессов Земли с позиции генезиса углеводородов на больших глубинах шифр FSRW-2024-0008

воздействия на специальной установке для определения индекса абразивности. Обработка исследуемой руды осуществлялась с применением микроволновой печи фирмы SineoUWave-2000, диапазон возможного установления мощности которой составляет 100-1000 Вт.

Обработка руды проводилась при мощности равной 600 Вт и времени обработки равном 2 мин. В процессе СВЧ воздействия были установлены температуры нагрева исследуемых образцов при помощи лазерного пирометра FinePower DIN21Н. Диапазон температур измерения равен от -50 до 1100 °С погрешность ±2%.

На рисунке представлены результаты количественной оценки индекса абразивности по параметрам AI и крепости руды по параметрам A·b для образцов углеродистой руды до и после СВЧ обработки.

На основе интерпретации данных, представленных на рисунке 1, можно сделать вывод о том, что применение СВЧ воздействия на примере углеродистой благороднометаллической руды позволяет достигнуть снижения прочностных характеристик и абразивного износа.

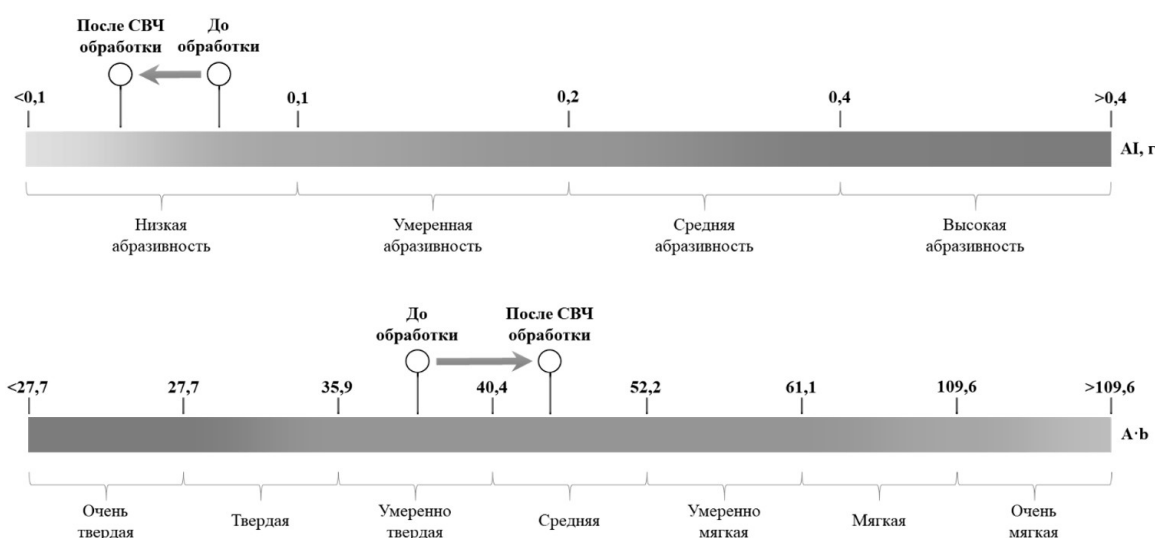


Рисунок. Результаты оценки индекса абразивности по параметрам AI и крепости руды по параметрам A·b для образцов до и после СВЧ обработки [составлено авторами]

На основании полученных результатов после проведения теста на абразивный износ установлено снижение индекса абразивности с применением СВЧ воздействия на 0,0182 г, что составляет 32,8% от индекса абразивности полученного для исходного материала без обработки. По классификации руд по абразивному износу отмечено, что обе пробы относятся к низкой категории по абразивности. Помимо снижения индекса абразивности за счет СВЧ воздействия, наблюдается также снижение параметра P80.

По результатам анализа экспериментальных данных после проведения тестов DWT на основании полученных параметров твердости для исследуемого объекта до и после СВЧ обработки наблюдались переход от умеренно твердой по крепости руды до средней и снижение параметра A·b.

Полученные данные позволяют подтвердить возможность применения энергетического метода воздействия, а именно электромагнитных волн сверхвысокой частоты, на минеральное сырье с целью его разупрочнения и снижение прочностных

характеристик, что также позволит снизить энерго- и ресурсозатраты на стадии рудоподготовительного передела.

Investigation of the possibility of microwave treatment application in processing of carbonaceous raw materials

Aburova V.A., Ljubljanova V.A.

The possibility of using microwave treatment of carbonaceous ore, aimed at decreasing the strength parameters to decrease energy and resource consumption at the stage of ore processing is substantiated. The results of quantitative assessment of AI indexes and A-b parameters for samples with and without treatment are shown.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ И ПНЕВМОМЕХАНИЧЕСКИХ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН НА ПРИМЕРЕ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-ЗОЛОТЫХ РУД

К.В. Лукьянов¹, А.А. Лавриненко²

¹ АО "Научно-проектное объединение "РИВС", Санкт-Петербург, Российская Федерация

² Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: K_Lukyanov@rivs.ru

Показано сравнение технологической эффективности пневмомеханических флотационных машин и пневматических аппаратов эжекторного типа в цикле пересчетной флотации халькопирита при обогащении медно-золотой руды. Выявлена большая эффективность пневматической флотации по критерию Ханкокка – Луйкена.

Одной из главных проблем обогащения руд является снижение содержания ценных компонентов, увеличение доли вкрапленности целевых минералов, а также усложнение их вещественного состава, что ведет к повышению дисперсности пульпы.

Практика флотации показывает, что использование механических и пневмомеханических машин при флотации ультратонких частиц имеет низкую эффективность [1], обусловленную как свойствами материала - большей площади поверхности частиц, быстрым поверхностным окислением и низкой вероятностью столкновения с пузырьками, так и недостатками флотационных машин - невозможностью создания тонкодисперсных пузырьков и неэффективной турбулентностью [2].

Одним из способов решения данной проблемы является использование пневматических флотационных машин эжекторного типа. За счет интенсивной аэрации пульпы с получением тонкодисперсных пузырьков и мелкодисперсной пены возможно уменьшение времени флотации; отсутствие движущихся частей в камере ведет к ускоренному всплыванию агрегированных флотационных комплексов, что приводит к

увеличению удельной производительности флотомашин.

Целью работы является исследование эффективности обогащения с применением флотационных машин пневматического и пневмомеханического типа в перечистных операциях.

В данной работе проводилась сравнительная оценка эффективности применения в цикле перечистой флотации машин двух типов: пневматической и пневмомеханической.

Исследования проводились на пробе медно-золотой руды в которой главным рудным минералом является халькопирит.

Преобладающая крупность зерен халькопирита в сростках – более 100 мкм, свободных зерен – от 10 до 45 мкм.

Полученные данные при работе с пневматическими флотационными машинами показывают, что для упрощения технологической схемы и улучшения качественных показателей в перечистном цикле могут повлиять следующие факторы: количество подаваемого воздуха, скорость подаваемой суспензии и высота пенного слоя [3].

Для изучения кинетики флотации I перечистой операции, II перечистой операции и контрольной перечистки при использовании пневмомеханических флотационных машин на действующем производстве был проведен отбор технологических проб каждой камеры.

Исследование кинетики пневматической флотации пенных продуктов, питающих перечистные операции и камерном продукте I перечистки, осуществляли с применением эжекторной машины с рабочим объемом 0,5 м³.

Для сравнения работы каждой камеры перечистного цикла были определены показатели эффективности флотации по формуле Ханкокка–Луйкена.

Графики зависимости эффективности обогащения от времени флотации представлены на рисунках 1-3.

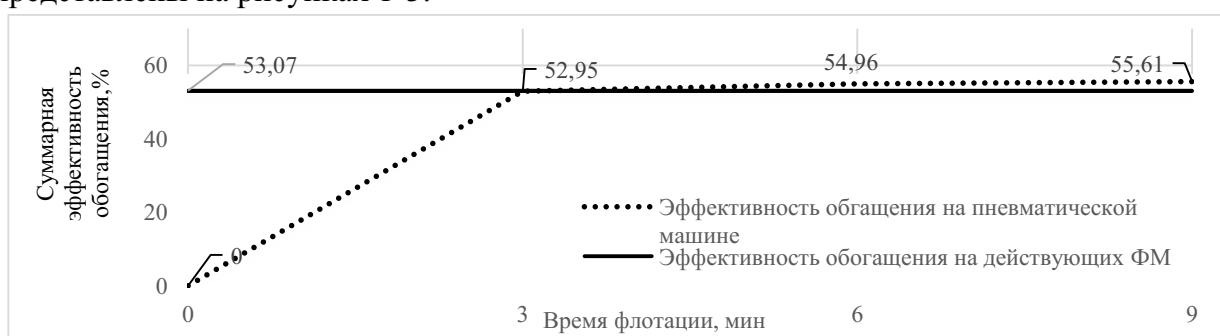


Рисунок 1. Зависимость эффективности обогащения от времени флотации в I и II перечистой операции на опытно-промышленной флотационной машине пневматического типа



Рисунок 2. Зависимость эффективности обогащения от времени флотации в контрольной Si перечистной операции на опытно-промышленной флотационной машине пневматического типа

В ходе проведения исследований получены результаты эффективности обогащения с использованием пневматической флотационной машины по сравнению с пневмомеханической:

ISi перечистная флотация:

- Скорость флотации на 5 минут меньше, при этом получены аналогичные качественно-количественные показатели. Эффективность обогащения на 2,54% выше;

Контрольная Si перечистная флотация:

- Достигнута эффективность обогащения 7,69%, также снижено время флотации на 15 минут, с увеличением качественно-количественных показателей;

II Si перечистная флотация:

- Эффективность обогащения увеличена на 19,78%. Скорость флотации на 7 минут меньше при использовании флотационной машины пневматического действия.

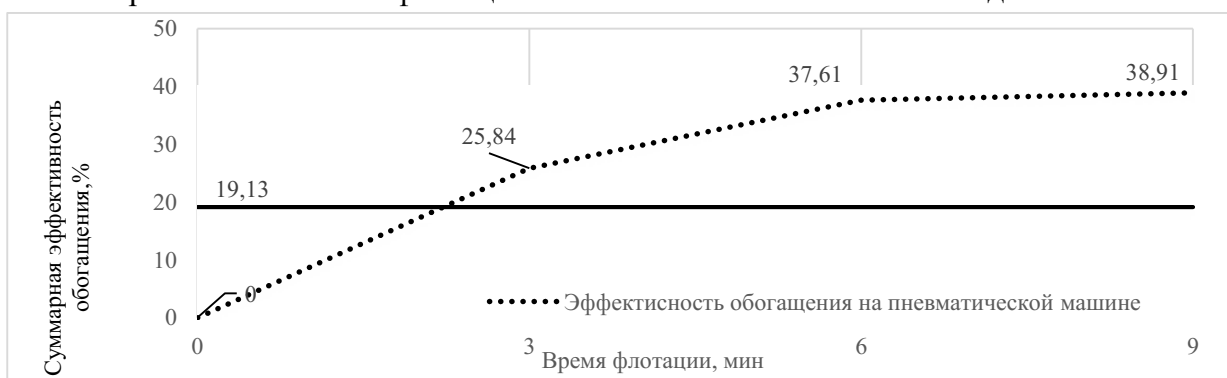


Рисунок 3 – Зависимость эффективности обогащения от времени флотации во II Si перечистной операции на опытно-промышленной флотационной машине пневматического типа

Сравнение флотационных машин двух типов показало преимущество пневматического флотационного аппарата: разница во времени пребывания частиц в камере позволяет значительно сократить объем для получения одного и того же извлечения. Кроме того, при равенстве объемов, эжекторная машина позволяет существенно увеличить производительность перечистного цикла.

Список использованных источников

1. Hassanzadeh A., Azizi A. et al. 2019. Estimation of flotation rate constant and particle-bubble interactions considering key hydrodynamic parameters and their interrelations, Miner. Eng., 141, 105836.)
 2. Hassanzadeh A. et al. Introducing key advantages of intensified flotation cells over conventionally used mechanical and column cells //Physicochemical Problems of Mineral Processing. 2022. Т.58.
 3. Мещеряков Н.Ф. Новое флотационное и аэрационное оборудование, 2-е изд., перераб. и доп., М., Недра, 1982 с. 200.
-

Assessment of efficiency of pneumatic and pneumomechanical flotation machines application on the example of copper-gold ore processing

Lukyanov K.V., Lavrinenko A.A.

A comparison of the technological efficiency of pneumo-mechanical flotation machines and ejector-type pneumatic devices in the cleaning cycle of chalcopyrite flotation during the beneficiation of copper-gold ore is shown. The greater efficiency of pneumatic flotation was revealed using the Hancock–Luyken criterion.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МАГНИТНО-ИМПУЛЬСНОЙ ОБРАБОТКИ РУДЫ КОЛЬСКОЙ ГМК ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИКЕЛЯ

А.В. Бервено¹, Д.О. Санников¹, М.П. Марухин¹, А.П. Шориков¹, Л.А. Бразюлис¹, П.П. Ананьев²

¹ АО «Кольская ГМК», г. Мончегорск, Российская Федерация, e-mail: Digital@kolagmk.ru

² ООО «Технология неорганических материалов», Москва, Российская Федерация, e-mail: Cigt@mail.ru

В работе представлены результаты успешных лабораторных испытаний технологии и оборудования магнитно-импульсной обработки руды на стадии рудоподготовки и флотации на основе лабораторных флотационных тестов и вещественного минерального анализа продуктов обогащения на Обоганительной Фабрике АО «Кольская ГМК».

Цель работы. Проведение лабораторных и опытно-промышленных испытаний технологии и оборудования для магнитно-импульсной обработки руды, разработанных компанией «ТНМ», для повышения эффективности измельчения и извлечения никеля в концентрат на обогатительной фабрике Кольской горно-металлургической компании (Кольской ГМК).

Введение. Использование различных технологий обогащения руды может привести к повышению извлечения ценных компонентов в концентрат и снижению содержания цветных и драгоценных металлов в отходах за счет дополнительной обработки руды или шламов. Для АО «Кольская ГМК» и ПАО «ГМК «Норильский Никель» поиск и

внедрение подобных технологий является актуальной задачей, поскольку они позволяют не только улучшить производственные показатели, но и повысить экономическую эффективность добычи и обработки руды и отходов. Среди таких технологий можно отметить электроимпульсную технологию (гидроудар), микроволновую технологию (СВЧ-технология), магнитно-импульсную технологию (МИО), ультразвуковую технологию и некоторые другие [1-4].

Департаментом по инновациям и цифровым технологиям Кольской горно-металлургической компании (ДИиЦТ Кольской ГМК) совместно с ООО «ТНМ» в 2022-2023 году успешно проведены лабораторные испытания магнитно-импульсной технологии обработки руды и пульпы, проведена адаптация технологии и выпуск опытного оборудования для МИО, а в 2024 г. проведено проектирование, установка и запущены опытно-промышленные испытания этой технологии на ОФ.

Эксперименты и полученные результаты. Магнитно-импульсная технология – это технология, которая заключается в воздействии на сырье импульсным магнитным (и электрическим) полем высокой напряженности. Магнитно-импульсная обработка способствует повышению разупрочнения и раскрываемости упорных руд, подходящая для различных горных пород [5-10].

Принцип магнитно-импульсной обработки руды заключается в генерации на границах фаз движения дислокаций, возникновении магнитно-стрикционных и пьезострикционных эффектов в отдельных минералах. Электромагнитное излучение активно воздействует на сульфиды, развитие трещин и дислокаций.

МИО рудных материалов может способствовать решению следующих задач:

- ✓ МИО на этапе рудоподготовки перед измельчением для селективного разрушения границ срастания полезных минералов и нерудных фаз с целью повышения производительности при сохранении качественно-количественных показателей получаемых концентратов;
- ✓ МИО на этапе рудоподготовки перед измельчением для селективного разрушения границ срастания полезных минералов и нерудных фаз с целью повышения качественно-количественных показателей получаемых концентратов при сохранении производительности;
- ✓ МИО пульп питания аппаратов обогащения для повышения физико-химической активности сульфидов с целью улучшения показателей флотации.

Лабораторные эксперименты проведены на шихте текущего производства с содержанием никеля 0,48-0,51% на территории обогатительной фабрики АО «Кольская ГМК» и в лаборатории подрядчика (рисунок).



Рисунок. Внешний вид оборудования для магнитно-импульсной обработки руды

Верифицировали результаты эксперимента в лаборатории научно-технического центра обогатительной фабрики АО «Кольская ГМК» путем проведения параллельных экспериментов на образцах той же руды с использованием лабораторной установки магнитно-импульсной обработки. Прирост извлечения никеля при использовании МИО на питании головных мельниц по 3-й секции составил до 0,21%. Прирост извлечения никеля по секции №3 при использовании лабораторной установки МИО на питании рудной флотации составил до 1,27% по данным проверочных лабораторных тестов лаборатории научно-технического центра обогатительной фабрики АО «Кольская ГМК», одновременно с этим может быть получено увеличение содержания в концентрате рудной флотации никеля, кобальта, меди.

В результатах лабораторных испытаний получено минералогическое подтверждение эффективности МИО перед головными мельницами и перед рудной флотацией, так после обработки МИО происходит рост выхода пирротина, пентландита, магнетита и халькопирита. Из данных, полученных при минералогических испытаниях следует, что применение МИО увеличивает степень раскрытия зёрен халькопирита и пентландита.

В результате подтверждения эффективности технологии МИО на лабораторном уровне на питании рудной флотации сотрудниками АО «Кольская ГМК» сделано заключение, что необходимо проведение опытно-промышленных испытаний для подтверждения эффективности технологии МИО в условиях промышленной эксплуатации, которые запущены в 2024 году на ОФ АО «Кольская ГМК».

Выводы

1) Департаментом по инновациям и цифровым технологиям АО «Кольская ГМК» ведется активная работа по поиску и внедрению новых перспективных технологий для совершенствования добычи и переработки руды, металлургического производства компании и снижения экономической эффективности.

2) В результате выполнения лабораторных и опытно-промышленных испытаний технологии и оборудования магнитно-импульсной обработки руды на стадии рудоподготовки и флотации на основе лабораторных флотационных тестов и вещественного минерального анализа продуктов обогащения с дополнительным выявлением возможных взаимосвязей качественно-количественных показателей на

Обогащительной Фабрике АО «Кольская ГМК» была подтверждена их эффективность.

Список использованных источников

1. Гусева Е.Н. Использование вторичных минеральных ресурсов цветной металлургии – важный резерв ресурсосбережения //Записки Горного института, 2018, Т.155, с. 194-197.
 2. Вуколов А.Н. Использование вторичных минеральных ресурсов цветной металлургии, //Международный научно-исследовательский журнал, 2016 №6, (48), Ч.5 июнь, с. 130-132.
 3. Нарбекова Т.Н., Нарбеков А.Б. Классификация техногенных продуктов севера и обзор технологий для их переработки //ГИАБ, 2006, с. 79-85.
 4. Новиков Н.И., Салихов В.А. Основные направления и перспективы развития минерально-сырьевой базы цветных и редких металлов в мире и России //Вестник ТГУ, 2015, №2 (30), с. 138-150.
 5. Чижевский В.Б., Петухов В.Н., Фадеева Н.В. и др. Повышение эффективности переработки магнетитовых руд при магнитно-импульсной их обработке //Горный журнал 2019, №12.
 6. Плотникова А.В. Ресурсосберегающая технология переработки труднообогащаемых руд на основе магнитно-импульсного воздействия //Известия вузов. Черная металлургия. - 2013. № 9. с. 69-70.
 7. Патент 2739274 РФ: Способ электромагнитной подготовки и устройство для его осуществления» /Ананьев П.П., Плотникова А.В., Мещеряков Р.В. и др. 2019.
 8. Патент 2716423 РФ: Устройство для магнитно-импульсной обработки сырья» /Адамян Э.В. 2018.
 9. Бунин И.Ж. Хабарова И.А. Недосекина Т.В. и др. О способах повышения эффективности обогащения вкрапленных медно-никелевых руд //ГИАБ, 2009, с.42-52.
 10. Санников Д.О., Орлов И.В., Бervено А.В. и др. Обзор перспективных направлений развития металлургического производства, новых материалов и методов исследований //Цветные металлы, 2023, №9, с. 8-13.
-

Results of using magnetic pulse processing of ore from the Kola MMC to increase nickel extraction

Berveno A.V., Sannikov D.O., Marukhin M.P., Shorikov A.P., Brazyulis L.A.

The paper presents the results of successful laboratory tests of technology and equipment for magnetic pulse processing of ore at the stage of ore preparation and flotation based on laboratory flotation tests and material mineral analysis of enrichment products at the Concentrating Plant of Kola MMC JSC.

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПОДБОРУ ОПТИМАЛЬНОГО РЕЖИМА РАБОТЫ
8-ДЕЧНЫХ ГРОХОТОВ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ DERRICK SUPER STACK™
ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

А.В. Левшин, В.П. Андрийчук, С.С. Чуваева
АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева», г. Железногорск, Российская Федерация,
e-mail: A_Levshin@mgok.ru

В работе представлен опыт АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» в подборе оптимального режима работы 8-дечных грохотов тонкого грохочения DERRICK SUPER STACK™ при переработке магнетитового концентрата текущей обогатительной фабрики и регенерации полиуретановых панелей.

В последние годы на железорудных горно-обогатительных комбинатах России и стран СНГ наметился и сформировался тренд на повышение качества железорудного сырья. На Михайловском ГОКе в 2022 году введен в эксплуатацию корпус дообогащения концентрата (КДО), одной из технологических операций которого является разделение концентрата на грохотах тонкого грохочения Derrick Super Stack™.

В принятой технологической схеме рядовой магнетитовый концентрат с массовой долей железа общего 63,9%, получаемый в результате переработки неокисленных кварцитов методом магнитного обогащения на текущей обогатительной фабрике, подвергается операции тонкого грохочения на 8-дечных грохотах модели Super Stack™ с просеивающими поверхностями 53 мкм.

От эффективной и правильной работы грохотов тонкого грохочения Super Stack™ зависит производство конечной продукции с необходимыми качественными и количественными характеристиками.

В рамках изысканий лучших режимов была проведена работа по определению технологических и качественно-количественных показателей работы грохотов Super Stack™ с выводом на оптимальные показатели.

Условия выполнения исследований и получения корректных результатов: стабильная подача руды на ОФ; стабильная загрузка грохотов Super Stack™; перед проведением каждого этапа испытаний проверяются панели на наличие зарастаний, в случае зарастания согласно программы устанавливаются регенерированные панели; одинаковое количество грохотов в работе (в каждой паре опытов используется одно и то же количество грохотов, грохота в течение проведения пары опытов не меняются).

Задачи испытаний:

1. Определение влияния показателей:

- частоты работы двигателей грохота (от 60 Гц до 64 Гц);
- массовой доли твердого в питании (от 30% до 40%);
- определение показателей с использованием процесса репульпации.

2. Определение эффективности грохочения грохота Super Stack™.

3. Определение оптимальных режимов работы грохотов Super Stack™.

Порядок выполнения работ:

Этап №1. Выбор оптимальной частоты работы двигателя при плотности исходного питания 1350 +/-50 г/л. Данный этап выполнялся в течение двух дней.

В первый день устанавливалась первоначальная частота работы эл. двигателей 60 Гц и далее по нарастающей 62 Гц, 64 Гц. При каждом режиме выполнялось опробование.

Во второй день устанавливалась первоначальная частота работы эл. двигателей 64 Гц и далее по убывающей 62 Гц, 60 Гц. При каждом режиме выполнялось опробование.

На данном этапе тестов по завершению работ выбиралась оптимальная частота работы двигателя грохотов SuperStack™.

Этап №2. Выбор оптимального содержания твердого от 30% до 40% (1300 мг/л - 1450 г/л). Данный этап выполнялся в течение двух дней.

В первый день настраивалось содержание твердого в питании начиная с 30% и далее по нарастающей 35%, 40%. При каждом режиме выполнялось опробование.

Во второй день настраивалось содержание твердого в питании начиная с 40% и далее по убывающей 35%, 30%. При каждом режиме выполнялось опробование.

На данном этапе тестов по завершению работ выбиралась оптимальное содержание твердого в питании грохотов SuperStack™.

Этап №3. Определение показателей с использованием процесса репульпации (45 м³/ч на грохот) и без репульпации. Данный этап выполнялся в течение двух дней.

В первый день устанавливалась выбранная наилучшая частота работы эл. двигателя по этапу №1 и настраивалось наилучший показатель по содержанию твердого в питании грохотов по этапу №2 без репульпации, далее устанавливалась выбранная наилучшая частота работы эл. двигателя по этапу №1 и настраивалось наилучший показатель по содержанию твердого в питании грохотов по этапу №2 с репульпацией (45 м³/ч на грохот).

Во второй день устанавливалась выбранная наилучшая частота работы эл. двигателя по этапу №1 и настраивалось наилучший показатель по содержанию твердого в питании грохотов по этапу №2 с репульпацией (45 м³/ч на грохот), далее устанавливалась выбранная наилучшая частота работы эл. двигателя по этапу №1 и настраивалось наилучший показатель по содержанию твердого в питании грохотов по этапу №2 без репульпации.

Контролируемые параметры: параметры работы двигателей, производительность по исходному питанию, силовая характеристика исходного питания, содержание твердого в питании, зарастание солями жесткости панели грохота.

Во время проведения данных работ фиксируется определение скорости зарастания панелей, ее степень, выполняется фотофиксация каждого наблюдения. Результаты представлены в таблице.

Таблица - Результаты по подбору оптимального режима

Опыты	Частота, Гц	Содержание твердого, %	Содержание класса -0,05 мм, %			Эффективность грохочения E, %
			питание	надрешетный продукт	подрешетный продукт	
Этап №1. Тесты по изменению частоты вибрации						
№1	60	31,0	92,9	77,2	98,5	78,15
№2	62	32,4	91,3	71,8	98,3	79,23
№3	64	29,9	90,3	73,3	98,0	74,69
№4	64	34,2	93,2	87,2	98,6	55,68
№5	62	34,3	91,9	85,5	98,7	52,07
№6	60	35,9	92,9	86,0	99,0	56,56

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

№7	64	29,4	94,7	90,2	98,8	54,59
№8	62	26,5	93,7	88,0	98,2	58,57
№9	60	27,3	90,3	83,0	98,0	52,82
№10	60	31,3	90,4	85,0	98,3	44,15
№11	62	31,9	89,0	83,5	98,2	41,28
№12	64	33,4	88,5	77,7	97,7	59,61
№13	60	31,1	92,9	83,9	98,3	66,13
№14	62	29,9	92,6	82,8	98,2	67,48
№15	64	31,8	94,7	87,5	98,2	69,78
Этап №2. ТЕСТЫ по изменению процента твердого с помощью изменения плотности потока						
№1	62	33,4	87,8	79,4	98,2	74,46
№2	62	32,6	88,2	75,2	98,7	77,81
Этап №3. ТЕСТЫ с использованием системы репульпации						
№1 (без P.)	62	26,3	89,6	86,7	98,0	65,65
№2 (с P.)	62	25,3	92,6	88,4	98,4	72,20

На основании выполненной работы определен оптимальный режим работы оборудования Derrick Super Stack™.

1. Частота работы двигателя 62 Гц.

На основании полученных результатов был сделан вывод, что частота 62 Гц является оптимальной. На регенерированных ситах на частоте 62 Гц достигается самая высокая эффективность по подрешетному продукту. При частоте 60 и 64 Гц ситовые панели начинают быстрее заливаться и зарастать материалом.

2. Содержание твердого в исходном питании 28-35% (плотность потока 1280-1380 г/л).

Содержание твёрдого в питании контролируется плотностью потока. Классификация происходит при плотности потока 1280-1380 г/л (содержание твердого 28-35%). При плотности потока 1400-1450 г/л происходит заиливание сит, увеличение количества надрешетного продукта и перелив зумпфа питания АНГЦУ.

3. С использованием системы репульпации.

За счет использования системы репульпации на 3-х грохотах удалось увеличить эффективность по подрешетному продукту на 7%.

При проведении испытаний по определению технологических и качественно-количественных показателей работы грохотов Super Stack™ с выводом на оптимальные режимы работы, установленных на участке дообогащения концентрата ОФ, выявлено снижение эффективности классификации, вызванное забивкой и постепенным «зарастанием» ПУ панелей сит солями жесткости.

При выполнении осмотра ситовой панели, установленной на Derrick Super Stack, с использованием электронного микроскопа выявлено зарастание ячеек сит в районе 70% от общего живого сечения.

В связи с выявленным фактом было выполнено определение возможности очистки полиуретановых панелей сит производства Derrick Polyweb™ с ячейкой 53 мкм, установленных на 8-дечных грохотах, с применением соляной кислоты различной

концентрации и вспомогательного оборудования (щетка, KARCHER). По результатам проведенных опытов было установлено:

1. Применение растворов соляной кислоты повышенной концентрации для замачивания сит (в концентрации 10, 15 и 20%) нецелесообразно. Это приводит к деформации ячеек.
 2. При регенерации сит с замачиванием в растворах соляной кислоты и промывки водой (без механической очистки) положительных результатов не достигнуто.
 3. Лучший результат регенерации сит достигнут при следующем режиме: 5% раствор соляной кислоты, время замачивания 4 часа, очистка поверхности сита щеткой с двух сторон.
 4. Применение для регенерации сит мойки высокого давления KARCHER целесообразно, не требует дополнительного замачивания в растворе соляной кислоты, однако необходимо наблюдение за состоянием ячеек сит на предмет деформации и порывов.
-

Derrick super stack™ 8-deck fine screen optimum operating mode selection study when applied to concentrated magnetite screening

Levshin A.V., Andriychuk V.P., Chuvaeva S.S.

This study overviews operating experience gained by Andrei Varichev Mikhailovsky GOK in the course of DERRICK SUPER STACK™ 8-deck fine screen application for concentrate magnetite screening in the existing concentration plant including expertise accumulated in recovery and reuse of polyurethane panels.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ АПРОБАЦИЯ НОВОГО КЛАССА ИМИТАТОРОВ АЛМАЗОВ НА ОСНОВЕ ВСТРОЕННОГО МИКРОПРОЦЕССОРА

Ю.А. Подкаменный^{1,2}, Г.П. Двойченкова^{1,2}

¹Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация.

² Мирнинский политехнический институт филиал Северо-Восточного федерального университета им. М.К. Аммосова, г. Мирный (МПТИ (ф) СВФУ), Республика Саха (Якутия), Российская Федерация.

Предложена модель имитатора алмаза нового класса для процессов обогащения алмазосодержащего сырья, обладающая физико-химическими параметрами, аналогичными природным алмазам, применение которых обеспечивает индикаторный контроль, регистрацию параметров технологических процессов и обнаружение алмазных кристаллов на основе использования физических эффектов по рентгенолюминесценции, плотности кристаллов и лиофильности их поверхности.

Применение оперативного контроля степени извлечения и сохранности алмазных кристаллов в технологических процессах переработки алмазосодержащих кимберлитов

имеет первостепенное значение в алмазодобывающей промышленности. Широкое применение в экспрессном контроле качества технологических процессов обогащения полезных ископаемых нашли радиоактивные индикаторы на основе природного сырья.

Сегодня на обогатительных фабриках применяется индикаторный контроль основных переделах точно, в период проведения опробования, изолируется оборудование, в породу добавляют синтетические алмазы по массе с определенной радиоактивной меткой, на выходе из аппарата производят разборку материала и замер радиоактивности, так оценивают контроль потерь (физика процесса изменения индикатора известно только предположительно (теоретически).

В настоящее время ведутся поиски по их замене на индикаторы, представляющие собой симуляторы и трассеры с аналогичными природным алмазам физико-химическими параметрами. Поисковые работы такого плана проводятся в лабораториях ТПУ ФТИ, ООО «Сибинтеко».

Крупнейший поставщик природных алмазов на мировой алмазный рынок Российская Акционерная Компания «АЛРОСА» (АК «АЛРОСА») в настоящее время решает вопрос о создании имитаторов природных алмазов собственной разработки с учетом специфических особенностей алмазодобывающей технологии в схемах принадлежащих ей горно-обогатительных предприятий.

Для решения проблемы извлечения алмазов с аномальными параметрами сигнала люминесценции специалистами ИПКОН РАН, МПТИ (ф) СВФУ, «Якутнипроалмаз» и НИГП АК «АЛРОСА» предложен метод повышения эффективности действующих схем рентгенолюминесцентной сепарации, основанный на применении люминесцирующих веществ, способных избирательно закрепляться на поверхности алмазов и корректировать параметры их светимости [1]. Применение люминофоров для корректировки параметров сигнала люминесценции имеет большой потенциал благодаря возможности широкого выбора химических соединений, обладающих свойствами рентгено- или фотолюминесценции [2].

Специалистами институтов ИПКОН РАН, НИГП АК «АЛРОСА» и МПТИ(ф) СВФУ

Ведутся работы по созданию имитатора алмазов, который с использованием микроконтроллера собирает данные технологического процесса. Разработана специальная защитная оболочка из оптически прозрачной эпоксидальной смолы повышенной прочности. Разработан опытный образец люминофорсодержащего компонентного состава, имитирующего люминесцентные свойства природных алмазов; в стадии разработки находятся компонентные составы, имитирующие гидрофобные свойства поверхности алмазных кристаллов, а также образцы имитаторов природных алмазов для классификации кристаллов по крупности с учетом их природной плотности.

Комплексное использование разработанных имитаторов, обладающих технологическими свойствами природных алмазных кристаллов, позволит обеспечить их обнаружение (индикаторный контроль) на основе использования физических

эффектов по рентгенолюминесценции, плотности кристаллов и лиофильности их поверхности.

Разработка выполнена с целью создания технологии индикаторного контроля эффективности процессов обогащения алмазосодержащего сырья на основе использования нового класса имитаторов алмаза и предназначена для внедрения цифровых технологий в схемы контроля и управления процессами переработки и обогащения алмазосодержащего сырья с целью оперативного управления качеством соответствующих концентратов, обеспечения сохранности извлекаемых алмазных кристаллов и контроля экологической безопасности технологических процессов.

Имитаторы алмазов, обладающие аналогичными природным кристаллам природными свойствами, предполагаются к использованию в следующих переделах переработки алмазосодержащих кимберлитов:

1. Для имитации алмазов различной крупности в процессах рудоподготовки.

Содержат микроконтроллер для замера параметров об ударных нагрузках, времени нахождения, положения в пространстве и температуры.

Свойства индикаторов:

- размер -50+30 мм;
- плотность - 3,5 г/см³;
- люминесцентные свойства природного светящегося алмаза;
- материал повышенной прочности, оптически прозрачный.

2. Для имитации алмазов в процессах тяжелосредной (ТСС), рентгенолюминесцентной (РЛС), липкостной (ЛС) и пенной (ПС) сепарациях,

Обладают различной люминесцентностью, плотностью, лиофильностью поверхности

Свойства индикаторов:

- размер -50 мм до +0,2 мм;
- плотность от - 4 г/см³ до 2 г/см³ с шагом 0,1;
- люминесцентные свойства природного светящегося алмаза;
- лиофильные свойства гидрофобного и гидрофильного кристаллов;
- материал повышенной прочности, оптически прозрачный (или окрашенные);
- форма: кубическая или круглая.

Пример опытного образца нового класса имитатора, обладающего люминесцентными свойствами природных алмазов, приведен на рисунке.



Рисунок. Внешний вид образца люминофорсодержащего имитатора алмазов в дневном (а) и ультрафиолетовом (б) свете

Принцип действия разработанных образцов имитаторов заключается в следующем:

- ✓ размещение имитаторов в головных процессах рудоподготовки алмазосодержащих кимберлитов (измельчение в мельницах мокрого самоизмельчения –ММС);
- ✓ размещение имитаторов в соответствующих технологических процессах;
- ✓ перемещение имитаторов вместе с потоком рудной пульпы до рентгенолюминесцентного сепаратора (РЛС), где происходит их извлечение (индикаторный контроль) в концентрат и регистрация с них замеренных технологических параметров. Люминесцентное свечение позволяет извлекать имитаторы всех типов из соответствующих продуктов обогащения алмазосодержащего сырья с использованием рентгенолюминесцентного сепаратора.

Сбор и обработка информации осуществляются в специализированное ПО на основе автоматизированной базы данных.

Применение разработанных имитаторов позволит получить следующие эффекты в технологии переработки алмазосодержащих кимберлитов:

1. Возможность обработки, накопления и анализа результатов по индикаторным замерам технологического процесса.
2. Сбор ранее неизвестной информации о процессе и состоянии алмазов в технологическом процессе.
3. Возможность более тщательной настройки технологического оборудования, для повышения качества технологического процесса и сохранности алмазов.

В настоящее время исследования запланированы в лабораториях ИПКОН РАН(Москва) и кафедры горного дела МПТИ(ф)СВФУ (г. Мирный). Научный руководитель работ академик РАН Чантурия В.А.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Морозов В.В. и др. Экспериментальное обоснование состава люминофоров для индикации алмазов в условиях рентгенолюминесцентной сепарации кимберлитовых руд // ФТПРПИ. 2018. № 3. С. 112–120.
 2. Menshikova A.Yu., Pankova G.A., Evseeva T.G. et al. Luminophore containing polymer particles: Synthesis and optical properties of thin films on their basis, Nanotechnologies in Russia, April 2012, Vol. 7, Issue 3–4. — P. 188 – 195.
-

Experimental testing of a new class of diamond imitators based on an embedded microprocessor

Podkamennyi I.A., Dvoichenkova G.P.

A model of a new class of diamond simulator has been proposed for processes of enrichment of diamond-containing raw materials, which has physical and chemical parameters connecting diamonds, the use of which provides indicator control. Considering the parameters of technological processes and detection of diamond crystals based on the use of mechanical effects of X-ray luminescence, crystal density and lyophilicity of their surface.

ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ

ВЫБОР СОБИРАТЕЛЕЙ С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ СИНЕРГЕТИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА В УСИЛЕНИИ ФУНКЦИИ ФИЗИЧЕСКИ СОРБИРУЕМОГО СОБИРАТЕЛЯ

С.А. Кондратьев

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН),
г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: kondr@misd.ru

Рассматриваются условия возникновения синергизма и увеличения флотационного извлечения полезного компонента от применения сочетания собирателей. Выявлены причины повышения эффективности работы композиции физически сорбированных флотационных реагентов-собирателей.

Во флотации синергизм — это повышение показателей процесса применением сочетания собирателей, суммарный расход которых меньше или равен расходу в случае применения одного из собирателей. Синергизм во флотации достигается выбором сочетания собирателей, свойства каждого из которых позволяют им выполнять свою индивидуальную функцию в образовании флотационного агрегата наиболее эффективно, а также усиливать выполнение этой функции собирателем-партнером. Задача получения синергетического эффекта во флотации заключается:

- а) в определении функций, выполняемых каждым из реагентов в элементарном акте флотации, и выборе химических соединений, способных выполнить эти функции;
- б) в усилении выполнения этих функций дополнительным собирателем.

В данной работе рассматривается вопрос получения синергетического эффекта в повышении скорости удаления жидкости из прослойки физически сорбированным собирателем (ФСС). Механизм работы химически и физически сорбированных флотационных реагентов-собирателей рассмотрен в ряде работ [1]. Показано, что ФСС выполняет функцию удаления жидкости из прослойки, разделяющей объекты взаимодействия - минеральную частицу и пузырёк газа.

Для выполнения этой функции указанный собиратель должен обладать поверхностно-активными свойствами и создавать требуемое поверхностное давление в момент прорыва прослойки жидкости. Таким образом, синергетические эффекты в понижении поверхностного натяжения раствора собирателей, а во флотации в повышении извлечения полезного компонента, имеют одну природу.

Рассмотрим возможность повышения показателей процесса усилением функции, выполняемой ФСС. Усиление выполнения этой функции заключается в понижении поверхностного натяжения основного собирателя собирателем-партнером. Флотация

шеелита олеатом натрия значительно улучшилась при добавлении оксиэтилированного октафенола (октафенилполиоксиэтилена (ТХ)) (рисунок а). Согласно результатам, присутствие поверхностно-активных веществ улучшает флотацию шеелита в диапазоне низких концентраций олеата натрия, а синергетический эффект увеличивается с ростом числа окси-этильных групп (от 4 до 15) в молекулярной структуре октафенола. Смесь химических соединений имеет меньшее поверхностное натяжение в сравнении с одним собирателем (рисунок б) и может обеспечить значительное извлечение шеелита при гораздо меньшей концентрации олеата натрия (60 мг/л) [2]. Этот эффект обусловлен получением высокого поверхностного давления в момент прорыва прослойки и сокращением времени индукции.

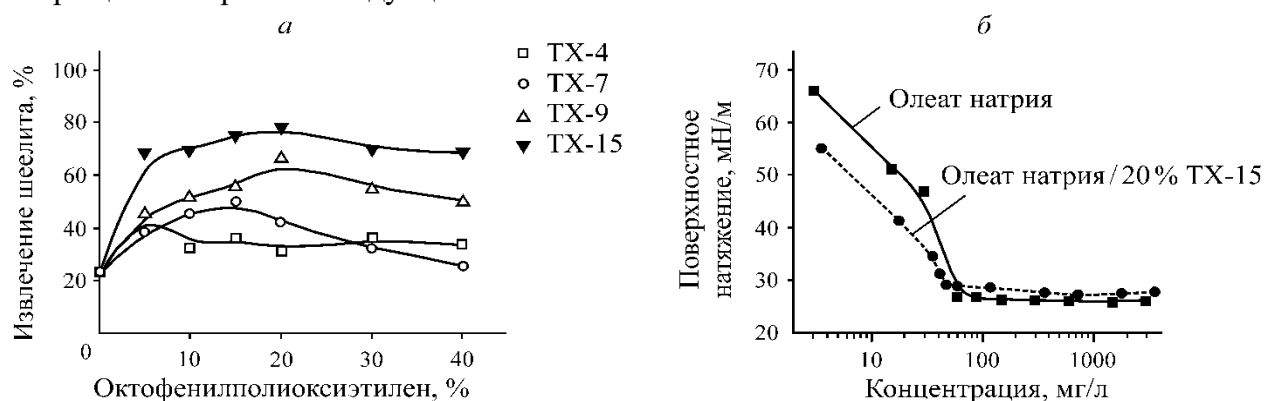


Рисунок. Зависимость извлечения шеелита от соотношения собирателей (б) и поверхностного натяжения от концентрации поверхностно-активного вещества (а) [2]

Аналогичные результаты получены и в других работах [3]. Отмечается связь извлечения полезного компонента в концентрат с понижением поверхностного натяжения смеси собирателей. Условия понижения поверхностного натяжения, образования мицелл и осадков для ряда смесей рассмотрены в ряде работ [4, 5]. Применение теории регулярных растворов и измерения поверхностного натяжения позволили объяснить характеристики смесей поверхностно-активных веществ (ПАВ). Взаимодействие в неидеальной смешанной системе можно представить параметром β . Этот параметр связан с изменением свободной энергии при смешивании двух ПАВ:

$$\Delta G_{mix} = \beta X(1-X)RT$$

где: X – мольная доля поверхностно-активного вещества 1 в смеси поверхностно-активных веществ в поверхностной плёнке. R – универсальная газовая постоянная, Дж/моль·К и T – температура, К.

Более отрицательное значение β смешанной системы указывает на более сильное притяжение и синергизм между поверхностно-активными веществами. Положительное значение β указывает на антагонизм, а если $\beta = 0$, то смешивание приводит к образованию идеальной системы. Алгоритм определения β по данным поверхностного натяжения смеси и отдельных поверхностно-активных веществ описан в [4, 6, 7]. Даются основные уравнения для определения β в смешанном монослое на границе раздела “газ-жидкость”. Выбор дополнительного физически сорбируемого собирателя,

при котором достигается отрицательного значение β смешанной системы, указывает на возможность получения синергетического эффекта в извлечении полезного компонента.

Список использованных источников

1. Кондратьев С.А. Подходы к выбору флотационных реагентов-собирателей / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2020. - № 5. – С. 109 – 124.
 2. Chen C., Zhu H., Sun W. et al. Synergetic effect of the mixed anionic/non-ionic collectors in low temperature flotation of scheelite, Minerals, 2017, Vol. 7. — P. 87–95
 3. Zhu H., Qin W. et al. Interactions between sodium oleate and polyoxyethylene ether and the application in the low-temperature flotation of scheelite at 283 K, J. Surfact Deterg., 2016.
 4. Rosen M.J., Zhao F. Binary Mixtures of Surfactants. The Effect of Structural and Microenvironmental Factors on Molecular Interaction at the Aqueous Solution/Air Interface / Journal of Colloid and Interface Science. –1983. -Vol. 95, № 2. – P 443-452.
 5. Zhu B.Y., Rosen M.J. Synergism in Binary Mixtures of Surfactants IV. Effectiveness of Surface Tension Reduction / Journal of Colloid and Interface Science. – 1984. - Vol. 99, №2. P. 435 – 442.
 6. Rosen M.J., Hua X.Y. Synergism in Binary Mixtures of Surfactants: II. Some Experimental Data / Journal of American Oil Chemist's Society –1982. -Vol. 59. – P. 582- 585.
 7. Соболева О.А., Кривобокова М.В. Смешанные мицеллы и адсорбционные слои неионогенного поверхностно-активного вещества с катионным (мономерным и димерным) / Вестник Московского Университета. Сер. 2. Химия. - 2004. -Т. 45, № 5. – С. 344 – 349.
-

Criterion for selecting collectors for obtaining a synergic effect

Kondrat`ev S.A.

The conditions for the emergence of synergism and an increase in flotation recovery of a useful component from the use of a combination of collectors are considered. The reasons for increasing the efficiency of the composition of physically sorbed flotation reagents-collectors have been identified.

**ВЫБОР СОСТАВА И РЕЖИМА ПРИМЕНЕНИЯ
ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ МОДИФИКАЦИИ
СПЕКТРАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК СЛАБО И АНОМАЛЬНО
ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ**

В.В. Морозов¹, Е.Л. Чантурия¹, Г.П. Двойченкова², Ю.А. Подкаменный²

¹ Национальный исследовательский технический университет «МИСиС»
(НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация

² Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Выбран состав и разработан режим обработки алмаз-кимберлитовых продуктов с применением люминофорсодержащих реагентов-модификаторов спектрально-кинетических

характеристик слабо и аномально люминесцентных алмазов, обеспечивающих их извлечение в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

Повышение извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов является важной задачей, решение которой обеспечит существенный рост эффективности алмазоизвлекающих предприятий. Перспективным направлением решения этой задачи является применение современных технологий модифицирования спектральных характеристик алмазов, в т.ч. с применением люминофорсодержащих композиций. Технология обработки алмазосодержащего материала основана на использовании специально подобранных композиций люминофоров и органической жидкости, селективно закрепляющейся на поверхности алмазов и приближающих их спектрально-кинетические характеристики к необходимым для извлечения при стандартных настройках рентгенолюминесцентных сепараторов [1,2].

Сульфиды и арсениды цинка и кадмия являются самой представительной группой люминофоров. Люминофоры обладают кристаллической решеткой сфалерита и вюрцита и за счет активирования медью или серебром характеризуются зеленым, голубым и синим свечением. В рассматриваемые образцы также включен люминофор ФЛ-530, представляющий собой ортосиликат цинка, активированный марганцем.

Люминофоры группы сульфидов цинка и кадмия и ортосиликат цинка характеризуются приемлемыми спектральными характеристиками и высокой яркостью люминесценции (таблица 1).

Таблица 1 - Спектрально-кинетические характеристик неорганических люминофоров на композитных имитаторах в динамическом режиме

№	Наименование люминофора	Sv	τ_z , мс	А _{МК} , мВ	А _{БК} , мВ	K _A	Результат идентификации	
							в колл. режиме	в селект. режиме
1	ЭЛ-570	0.16	18.9	625	2022	3.3	обн.	не обн
2	ФК-110	0.16	6.2	1370	9570	2.7	обн.	обн
3	Р-530	0.16	3.2	9632	13931	2.4	обн.	обн
4	ФС-4	0.08	3.0	7540	15310	2.9	обн.	не обн
5	РС-424	0.04	0.6	208	16897	≥50	обн.	не обн.
6	ФК-1	0.16	5.2	3029	4021	2.1	обн.	обн
7	ФК-2	0.16	6.0	4567	6759	2.4	обн.	обн
8	Э-455-115	0.31	12.0	1432	3709	13.2	обн.	не обн.
9	Э-515-115	0.33	2.6	3090	11685	4.6	обн.	обн.
10	ФЛ-530	0.16	3.4	9278	785	1.0	обн.	обн

Примечание: обн – обнаружен, не обн – не обнаружен

Выбранные люминофоры находятся в средней области рабочего диапазона детекторов, используемых в сепараторах. Значения спектрально-кинетических характеристик сигнала рентгенолюминесценции (свертки сигнала Sv, постоянной времени затухания τ_z , амплитуд быстрой и медленной компонент А_{БК} и А_{МК}, а так же их соотношения K_A также лежат в пределах разрешенных диапазонов.

Для выбора базового состава люминофора были поставлены эксперименты на пластиковых имитаторах алмазов с нанесенными на них люминофорами. Имитаторы загружались в приемник сепаратора Полюс-М и пропускались через рабочую зону в обычном режиме сепарации.

Сравнительный анализ позволил провести предварительный отбор и выбрать наиболее близкие к форме сигнала природного алмаза люминофоры: ЭЛ-570, ФК-110, Р-530, ФС-4, ФК-1, ФК-2, и Э-515-115. Данные люминофоры могут применяться без добавок других люминофоров. В рекомендуемые образцы также был включен люминофор ФЛ-530, характеристики которого приближаются к требуемым при добавках люминофоров или органических жидкостей, со значительной A_{mk} .

Для повышения олеофильности выбранной группы люминофоров был применен процесс гидрофобизации их поверхности. Гидрофобизация люминофора бутиловым ксантогенатом калия существенно повышает интенсивность закрепления на поверхности алмазов и позволяет увеличить извлечение аномально и слабо люминесцирующих алмазов в рентгенолюминесцентной сепарации.

Важным условием эффективности реагента-модификатора является правильный выбор органического коллектора, основной задачей которого является образование устойчивого агрегата люминофор – органическая жидкость – алмаз. Другим требованием к органическому коллектору является обладание им приемлемыми спектральными характеристиками, не препятствующими достижению задачи модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов за счет закрепившихся люминофоров.

Анализ кривых спектрального распределения мощности люминесцентного излучения показал, что максимум излучения органических жидкостей – продуктов переработки нефти лежит в диапазоне длин волн 470–600 нм и практически полностью соответствует разрешенному диапазону (350-550 нм) светового излучения в рентгенолюминесцентных сепараторах.

Выбор органических коллекторов проводили по их экстракционной способности к люминофорам и адгезионной активностью к алмазам. Эксперименты проводили использованием методики, которая предусматривала обработку люминофоров в водных растворах и их извлечение масляной фазой в результате закрепления на границе раздела фаз масло-вода.

Комплексная оценка эффективности коллекторов проводили по величине коэффициента $K_э$, рассчитываемого как сумма извлечения природных алмазов (ϵ_A) и среднего извлечения исследованных люминофоров (ϵ_L) за минусом извлечения кимберлита (ϵ_K), умноженного на коэффициент, учитывающий влияние извлекаемого кимберлита на затраты на доводку концентрата ($K_з = 1,5$). В результате проведенных исследований выбрали следующие коллекторы: дизельная техническая фракция (ДТФ), тяжелый газойль каталитического крекинга (ТГКК), компаунд ТГКК+ДТФ. Эксперименты на пробах алмазов и кимберлита с использованием сепаратора «Полюс-М» показали, что форма сигнала рентгенолюминесценции композиции неорганических люминофоров Э-515 и ФЛ-530 с выбранными органическими коллекторами близка к

форме сигнала природного алмаза.

Выбранные реагенты модификаторы были апробированы для обработки слабо и аномально люминесцирующих алмазов (выборка по 20 кристаллов) в смеси с кимберлитом. Исследования проводились на окрашенных алмазах со слабой люминесценцией, а также на кристаллах с малой амплитудой медленной компоненты. Результаты измерений показали, что применение реагентов-модификаторов с рекомендованными люминофорами и органическими коллекторами обеспечивает приобретение слабо и аномально люминесцирующими алмазами характеристик, достаточных для их извлечения в концентрат рентгенолюминесцентной сепарации.

По результатам совокупности исследований предложены составы реагентов-модификаторов, предназначенных для улучшения спектрально-кинетических характеристик алмазов различных типов (таблица 2).

Таблица 2 - Спектрально-кинетические характеристики люминофорсодержащих композиций

№	Наименование	Sv	τ_z , мс	A _{БК} , мВ	A _{МК} , мВ	K _А	Результат идентификации	
							в колл. реж.	в селект. реж.
1	МЛА-1 (ФЛ-530-Г3 + ТГКК в ДТФ)	0,66	2,3	1622	1329	1,4	обн.	не обн
2	МЛА-2 (ФЛ-530-Г3+ антрацен в ТГКК + ДТФ)	0,66	1,9	1530	1520	1,6	обн.	не обн
3	МЛА-3 (Э-515-115-Г5 в ТГКК + ДТФ)	0,33	2,6	4564	940	6,8	обн.	не обн
4	МЛА-4 (ФК-110 –Г5 в ТГКК и ДТФ)	0,16	6,2	2760	746	7,8	обн.	не обн
5	МЛА-5 (ФК-1-Г5 в ТГКК и ДТФ)	0,16	5,2	2950	654	7,5	обн.	не обн

Примечание: обн – обнаружен, не обн – не обнаружен

Реагенты МЛА-1 и МЛА-2 на основе гидрофобизированного люминофора ФЛ-530-Г3 предназначены для модифицирования характеристик аномально-люминесцирующих алмазов путем существенного усиления медленной компоненты сигнала рентгенолюминесценции. Реагент МЛА-3 на основе гидрофобизированного люминофора Э-515-115-Г5 эффективен для модифицирования характеристик слабо люминесцирующих алмазов. Реагенты МЛА-4 и МЛА-5 представляют собой аналоги МЛА-3.

Важным условием эффективности разрабатываемой технологии является создание условий для селективного закрепления люминофорсодержащих композиций на алмазах. Для оценки селективности закрепления использовали метод визиометрического анализа покрытия поверхности минералов люминофорами.

Результаты измерений поверхностной концентрации люминофоров сравнивали с извлечением алмазов и кимберлита в лабораторном рентгенолюминесцентном сепараторе «Полюс-М».

Анализ результатов исследований показал, что высокая селективность процесса рентгенолюминесцентной сепарации достигается при поверхностной концентрации люминофора на алмазах не менее 15% и поверхностной концентрации люминофоров на

минералах кимберлита не более 3%. При соблюдении этих условий слабо люминесцирующие алмазы и кимберлит будут эффективно разделяться с высоким извлечением алмазов в качественный концентрат.

Для достижения максимальной селективности закрепления люминофорсодержащих композиций на алмазах были применены добавки реагентов – диспергаторов в водную фазу эмульсии. Для оценки эффективности закрепления люминофоров на минералах также использовали визиометрический анализ в ультрафиолетовом освещении, позволяющий определить степень покрытия поверхности минералов люминофором. Результаты исследований показали, что наибольшей способностью предотвращать закрепление люминофоров на поверхности зерен кимберлита в слабоминерализованных водных системах обладают гексаметафосфат натрия, сульфол, карбоксиметилцеллюлоза и жидкое стекло. Применение этих реагентов в слабоминерализованной воде обеспечивает снижение покрытия поверхности зерен кимберлита люминофорами с 18 до 0,5%.

Задачей дальнейших исследований была проверка эффективности разрабатываемых реагентов-модификаторов и режимов их применения в условиях, приближенным к промышленным. В условиях массовых экспериментов были применены имитаторы алмазов на стеклянной основе и синтетические алмазы. Основой имитаторов алмазов на стеклянной основе служит бисер технический стеклянный артикул GlassBeadsS 4511 НПО «Диспод». Для повышения гидрофобности поверхности имитаторов проводилась обработка материала силиконовым покрытием MR-FIX9H.

Результаты визиометрического анализа показали высокую интенсивность закрепления люминофоров на поверхности имитаторов и приобретение ими требуемой интенсивности люминесценции (рисунок 1б) и возможность обнаружения в смеси с кимберлитом (рисунок 1в).

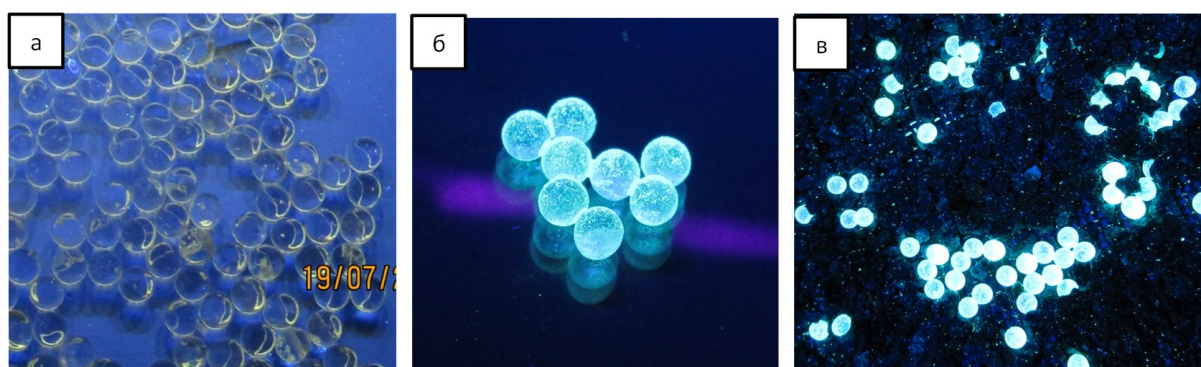


Рисунок 1. Имитаторы алмазов на основе GlassBeadsS 4511:

(а) – исходные; (б) - после обработки в эмульсии реагента – модификатора МЛА-3 в ультрафиолете; в - смеси с кимберлитом в ультрафиолете после обработки в эмульсии реагента – модификатора МЛА-3

Синтетические алмазы марки JSBD9908, которые представляли собой кристаллы, полученные статическим каталитическим методом высокого давления, обладают малым

количеством собственных источников фотолюминесценции и не вносят существенного вклада в результирующую люминесценцию кристаллов алмаза, обработанных реагентом модификатором (рисунок 2в).

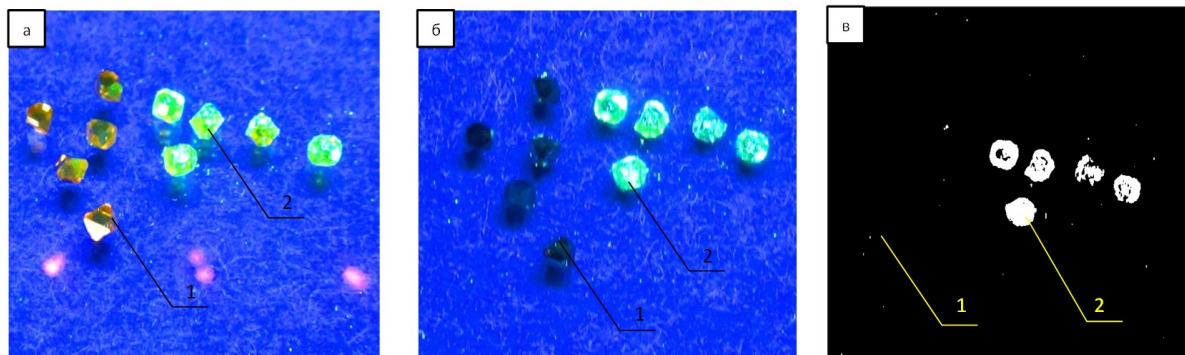


Рисунок 2. Синтетические имитаторы алмазов марки JSBD9908:

1 - исходные; 2 - обработанные в эмульсии реагента – модификатора МЛА-3; а,б - в комбинированном и ультрафиолетовом освещении; в - результаты визиометрического анализа

Лабораторные испытания технологии проведены на специальной установке и рентгенолюминесцентного сепаратора (рисунок 3).

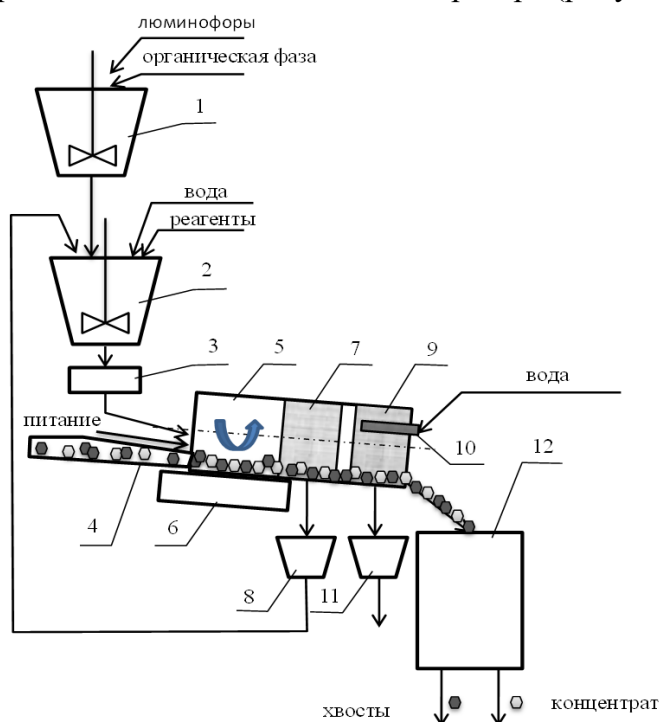


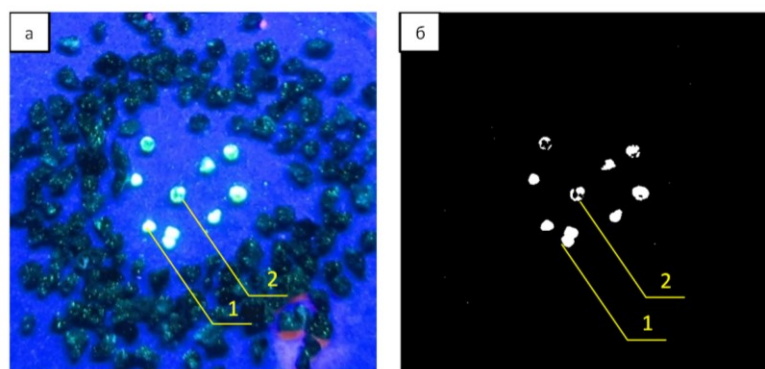
Рисунок 3. Схема установки для подготовки алмазосодержащих продуктов к процессу РЛС с использованием реагентов-модификаторов:

1 - узел приготовления композиции; 2 - узел приготовления эмульсии; 3 - приспособление для нагревания эмульсии; 4 - загрузочное приспособление; 5 - узел обработки алмазосодержащего материала; 6 - привод; 7 - узел для отвода кондиционной эмульсии; 8 – приемник эмульсии; 9 - участок для отделения промывной воды; 10- распределитель промывной воды; 11 – приемник промывной воды; 12 - рентгенолюминесцентный сепаратор

Кимберлитовый материал с добавленными имитаторами и эмульсией люминофорсодержащей композиции подавали в узел обработки. После обработки исходного питания избыток эмульсии отделяли и возвращали в узел приготовления эмульсии. Алмазосодержащий материал после промывки при температуре 14-24°C направляли в процесс РЛС, где разделили алмазы и кимберлит. После разделения проводили визиометрический съемку люминофора на имитаторах алмазов и

кимберлите в ультрафиолетовом излучении ($\nu = 365$ нм) и визиометрический анализ (рисунок 4).

В результате проведенных исследований был предложен температурный режим применения реагентов модификаторов, предусматривающий подогрев эмульсии с поддержанием температуры среды в операции обработки алмазосодержащего материала до 35–40°C и промывку материала при температуре 15–20°C.



*Рисунок 4. Алмазы после обработки реагентом модификатором в ультрафиолете (а) и результат визиометрического анализа на приборе УФК-1 (б):
1 – природные (слабolumинесцирующие); 2 - синтетические*

Нагрев эмульсии увеличивает интенсивность закрепления люминофорсодержащей композиции на алмазах для всех составов органического коллектора и снижает концентрацию люминофора на поверхности кимберлита. Выбранный температурный режим с понижением температуры в операции промывки обеспечивает устойчивое закрепление люминофоров на алмазах (поверхностная концентрация более 15%) при обеспечении селективности процесса (поверхностная концентрация на поверхности кимберлита менее 3%) за счет увеличения вязкости коллектора и проявления эффекта гистерезиса смачивания.

Выбранный режим обработки был принят для проведения испытаний разрабатываемой технологии на промышленных пробах алмазосодержащих продуктов – хвостах основных операций цикла рентгенолюминесцентной сепарации.

Список использованных источников

1. Morozov V.V., Chanturia V.A., Dvoichenkova G.P. et al. Stimulating Modification of Spectral and Kinetic Characteristics of Diamonds by Hydrophobization of Luminophores. *Journal of Mining Science*. -2021.-57 (5), pp. 821–833
 2. Chanturia V.A., Morozov V.V., Dvoichenkova, G.P. et al. Modification of Diamond Spectrum Pattern Using Luminophore-Containing Agents with Zinc and Cadmium Chalcogenides. *Journal of Mining Science*, 2022, 58(4), pp. 599–609.
-

Selection of the composition and mode of application of phosphor-containing reagents-modifiers of spectral characteristics of weakly and abnormally luminescent diamonds

Morozov V.V., Chanturia E.L., Dvoichenkova G.P., Podkamenny Yu.A.

The composition was selected and the treatment mode of diamond-kimberlite products was developed using phosphor-containing reagents-modifiers of the spectral and kinetic characteristics of weakly and abnormally luminescent diamonds, ensuring their recovery during X-ray luminescent separation.

**АПРОБАЦИЯ ПОЛИВИНИКАПРОЛАКТАМА МОДИФИЦИРОВАННОГО
МОРФОЛИНДИТИОКАРБАМАТОМ ПРИ ФЛОТАЦИИ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ***

В.В. Гетман, А.Ю. Каркешкина

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: viktoriki.v@gmail.com

Установлена адсорбция ПВКмдтк на арсенопирите с нанесенным золотом методом растровой электронной микроскопии. В процессе мономинеральной флотации установлена селективность ПВКмдтк по отношению к золотосодержащим минералам.

Поиск новых технологических подходов, а также современных реагентов способных обеспечить высокие технологические показатели позволит комплексно подойти к вопросу рационального недропользования при переработке руд содержащих цветные и благородные металлы. Аналитический обзор доступных реагентов показал, что водорастворимые полимеры чувствительные к температуре могут найти свое применение в качестве дополнительных реагентов при флотации цветных и благородных металлов. Особый интерес представляют полимеры чувствительные к температуре, которые при нагревании изменяют структуру молекулы, т.е. гидрофобно/гидрофильные свойства [1-4].

В ИПКОН РАН [5,6] были изучены свойства термочувствительного полимера - поливинилкапролактама (ПВК), показана эффективность его применения в качестве дополнительного реагента к бутиловому ксантогенату калия (БКК) при флотации тонкоизмельченных фракций золотосодержащей руды.

Для повышения селективности по отношению к минералам, содержащих цветные и благородные металлы, проведена твердофазная модификация [6-7] исходной полимерной матрицы ПВК модифицирующим агентом - морфолиндитиокарбаматом (МДТК) [8,9].

Методом растровой электронной микроскопии (LEO 1420VP) с локальным

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

рентгеноспектральным микроанализом (Oxford INCA Energy 350) идентифицирована адсорбция ПВКмдтк на аншлифе арсенопирита с искусственно нанесенным золотом после контакта с 1% раствором (рисунок 1). Энергодисперсионный спектр (рисунок 1б) новообразований характеризуется высоким пиком углерода, что свидетельствует об адсорбции ПВКмдтк на поверхности арсенопирита с золотом.

Флотационные свойства ПВКмдтк изучены на мономинеральных фракциях ($-0,063+0,04$ мм) арсенопирита и арсенопирита с нанесенным золотом [10]. Суспензию с раствором ПВКмдтк (0-50 мг/л) нагревали до 40°C и вели флотацию, в качестве вспенивателя применяли МИБК (15 мг/л). Результаты мономинеральной флотации представлены на рисунке 2.

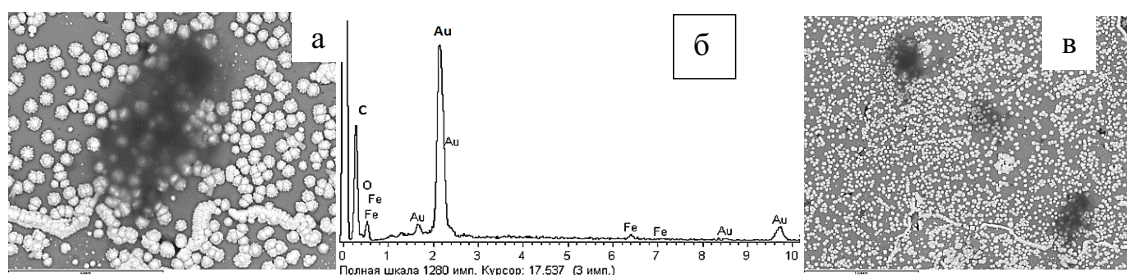


Рисунок 1. АСЭМ изображение участка поверхности арсенопирита с золотом после контакта с 1 % раствором ПВКмдтк – а, в и энергодисперсионный спектр – б (метка 100 мкм)

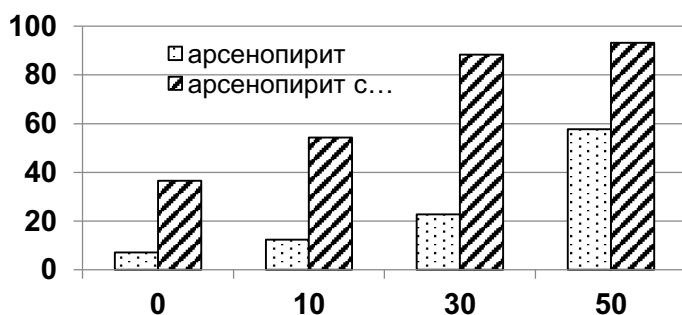


Рисунок 2. Результаты сравнительной мономинеральной флотации арсенопирита и арсенопирита с золотом от концентрации ПВКмдтк

В ходе экспериментов по мономинеральной флотации установлено, что с увеличением концентрации ПВКмдтк до 50 мг/л выход арсенопирита возрастает до 58%, при этом выход арсенопирита с золотом до 95%. Результаты свидетельствуют о селективных свойствах ПВКмдтк по отношению к золотосодержащему минералу.

Таким образом, методами растровой электронной микроскопии с локальным рентгеноспектральным микроанализом и мономинеральной флотации установлено, что ПВКмдтк селективен к золотосодержащему арсенопириту. Соответственно, полученные результаты дают предпосылки для применения ПВКмдтк при флотации золотосодержащих руд.

Список использованных источников

1. Патент 2368427 РФ: Способ флотации благородных металлов / Чантурия В. А., Недосекина Т. В., Иванова Т. А., Степанова В. В. и др. 2009. № 27.
2. Chanturia V.A., Getman V.V. Experimental investigation of interaction between modified

- thermomorphic polymers, gold and platinum in dressing of rebellious precious metal ore // Journal of Mining Science. 2015. Vol. 51, No. 3. P. 580–585.
3. Chanturia V.A., Matveeva T.N., Ivanova T.A. et al. Mechanism of interaction of cloud point polymers with platinum and gold in flotation of finely disseminated precious metal ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2016. Vol. 37, No. 3. P. 187–195.
 4. Вережников В.Н., Плаксицкая Т.В., Пояркова Т.Н. PH-термочувствительные свойства (со)полимеров N,N-диметиламиноэтилметакрилата и N-винилкапролактама // Высокомолекулярные соединения. Том: 48 Номер: 8, Год: 2006.- Стр.: 1482-1487.
 5. Xiao Fu, Leticia Hosta-Rigau, Rona Chandrawati and Jiwei Cui. Multi-stimuli-responsive polymer particles, films, and hydrogels for drug delivery. Chem 4 (2018), 2084–2107.
 6. Твердофазный синтез металлооксидных порошков: учебно-методическое пособие /Э.И. Денисова, В.В. Карташов, В.Н. Рычков. Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2008. 31 с.
 7. Коптяева Е.И. Твердофазная модификация полисахаридов – арабиногалактана, хитозана, пектина малорастворимыми пестицидами Автореферат канд. диссертации Уфа 2013.
 8. Бырько В.М. Дитиокарбаматы. — М.: Наука, 1984. — 342 с.
 9. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. и др. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдителиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2022. - № 4. - С. 98-107.
 10. Чантурия В.А., Иванова Т.А., Копорулина Е.В. Методика оценки эффективности взаимодействия флотационных реагентов с золотосодержащим пиритом // Цветные металлы. – 2010. – № 8. – С. 81-89.
-

Approbation of polyvinylcaprolactam modified with morpholindithiocarbamate during flotation of gold-bearing minerals

Getman V.V., Karkeshkina A.Yu.

The adsorption of PVKmdtc on arsenopyrite with gold deposited by scanning electron microscopy has been established. In the process of monomineral flotation, the selectivity of PVKmdtc with respect to gold-bearing minerals was established.

АПРОБАЦИЯ АНАЛИТИЧЕСКОГО РЕАГЕНТА ДИТИОПИРИЛМЕТАНА ПРИ ФЛОТАЦИОННОМ ОБОГАЩЕНИИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

А.Ю. Каркешкина, В.В. Гетман

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: annakarkeshkina@gmail.com

Современными физико-химическими методами исследовано взаимодействие ДТМ и его применение в качестве дополнительного реагента при переработке лежалых хвостов медно-молибденовых руд с целью выделения цветных, редких и благородных металлов.

Одним из важнейших направлений рационального недропользования является повышение комплексности и эффективности освоения рудных месторождений. Темпы

развития горной промышленности, как в мире, так и в России привели к истощению или полной выработке богатых по запасам месторождений. При этом накопленные значительные объемы отходов обогатительного производства характеризуются высокими содержаниями ценных компонентов, по качественным характеристикам сопоставимыми с вновь разведанными перспективными месторождениями.

Актуальность повторной переработки рудной массы из хвостохранилищ очевидна, поскольку их разработка позволяет одновременно решать целый ряд как экономических, так и социальных и экологических проблем.

По данным Министерства природных ресурсов и экологии РФ горнодобывающие производства в России накопили десятки миллиардов тонн отходов, включая отвалы перерабатывающих предприятий. Например, на Урале общее количество отходов достигает 10 миллиардов тонн. Ежегодно в нашей стране образуется около 5 миллиардов тонн отходов, из которых при добыче полезных ископаемых получается около 4,8 млрд.т. Утилизируется не больше 46%. Переработка отвальных хвостов позволит восполнить дефицит страны по стратегическим металлам: никелю, меди, кобальту, золоту, молибдену, серебру и др.

Преимущество хвостов обогащения для дальнейшей переработки и использования в промышленности заключается в первую очередь в их относительной однородности по гранулометрическому и химическому составу. Развитие горнодобывающей промышленности, новые технологии позволяют в настоящее время перерабатывать лежалые хвосты с целью получения цветных, редких и благородных металлов.

В ИПКОН РАН ведутся исследования в области применения аналитических реагентов группы пиразолов в качестве реагентов при флотации сульфидных руд содержащих цветные, редкие и благородные металлы. Анализ литературных данных показал, что аналитический реагент дитиопирилметан (ДТМ) образует комплексные соединения с медью, золотом, серебром, молибденом и др. металлами [1, 2, 3]. В качестве реакционного центра в гетероциклической молекуле ДТМ выступает N–C=S группа, обладающая высокой полярностью [4].

Изучена адсорбция ДТМ на поверхности природного молибденита методом растровой электронной микроскопии (РЭМ) на микроскопе LEO 1420VP, оснащенный энергодисперсионным микроанализатором Oxford INCA Energy 350. Результаты представлены на рисунке 1.

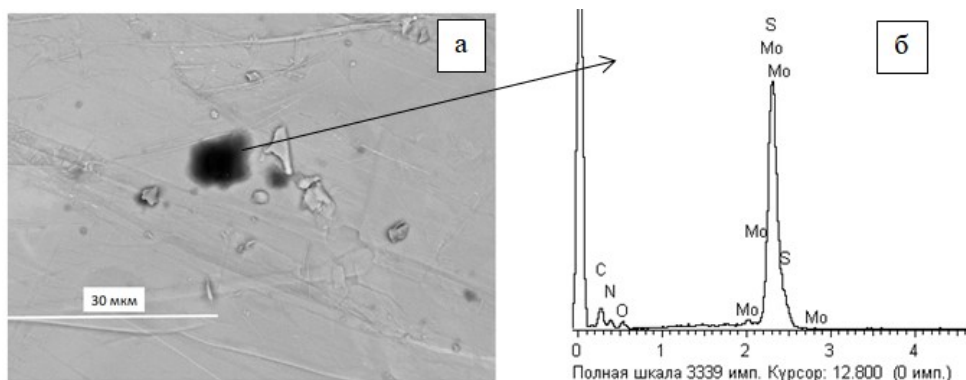


Рисунок 1. РЭМ-снимок поверхности молибденита после контакта с раствором ДТМ (а), рентгеновский спектр (б)

На поверхности молибденита после контакта с 0,1% раствором ДТМ и

многократной промывки дистиллированной водой обнаружены новообразования темного цвета неправильной формы размером от 2 до 9 мкм не характерные для природной поверхности молибденита. Энергодисперсионный спектр, снятый с поверхности молибденита в области новообразований, показал наличие пиков углерода, азота и кислорода, что свидетельствует об адсорбции ДТМ на поверхности минерала.

Сравнительная мономинеральная флотация молибденита с бутиловым ксантогенатом калия (БКК) и сочетанием БКК+ДТМ при неизменной концентрации ДТМ 2 мг/л показала, что введение ДТМ способствует увеличению выхода молибденита (рисунок 2).

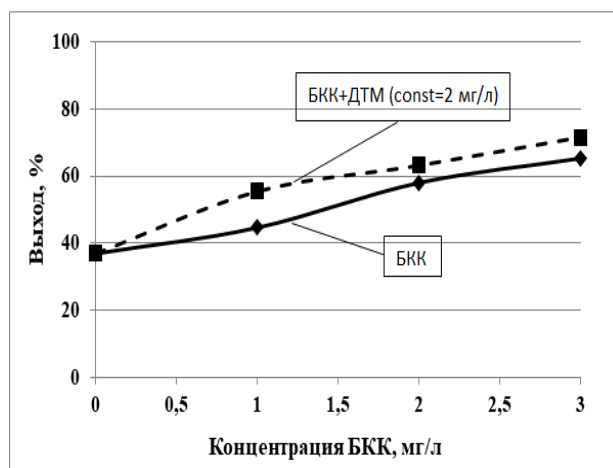


Рисунок 2. Результаты сравнительной мономинеральной флотации молибденита при изменении концентрации БКК 0-3 мг/л (сплошная линия) и сочетанием БКК с ДТМ БКК 0-3 мг/л, ДТМ=const 2 мг/л (пунктирная линия)

Установлено, что при изменении концентрации БКК выход молибденита растет, максимальный выход составляет 65,3% при концентрации БКК 3 мг/л, при этом введение ДТМ (const 2 мг/л) в качестве дополнительного реагента собирателя позволяет повысить выход молибденита до 71,6%.

Испытания ДТМ проведены на пробе отвальных хвостов, полученных при переработки медно-молибденовых руд. По данным аналитического анализа среднее содержание меди в хвостах составляет 0,93%, молибдена 0,096% и серебра 27,7 г/т. Предварительно хвосты подвергали ультразвуковой обработке на ультразвуковом диспергаторе МЭФ93.Т (интенсивность ультразвукового воздействия 250 Вт/см², коммутируемая мощность 600 Вт). Далее вели флотацию в открытом цикле с получением концентрата и хвостов с применением БКК в базовом опыте (150 г/т) и режим с применением ДТМ (20 и 40 г/т) и БКК (150 г/т). Для депрессии пустой породы применяли жидкое стекло (200 г/т), в качестве вспенивателя - Т-80 (50 г/т). Результаты представлены в таблице.

Таблица – Результаты флотации хвостов медно-молибденовой руды

Реагентный режим	Продукты	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
			Сu, %	Мо, %	Ag, г/т	Сu	Мо	Ag
БКК 150 г/т	концентрат	56,7	1,322	0,154	42,0	80,4	90,9	85,9
	хвосты	43,3	0,422	0,020	9,0	19,6	9,1	14,1
	итого	100,00	0,932	0,096	27,7	100,0	100,0	100,0
ДТМ 20 г/т БКК 150 г/т	концентрат	55,5	1,330	0,165	44,1	79,3	94,4	88,6
	хвосты	44,5	0,433	0,012	7,1	20,7	5,6	11,4
	итого	100,0	0,931	0,097	27,6	100,0	100,0	100,0
ДТМ 40 г/т БКК 150 г/т	концентрат	57,0	1,362	0,167	44,0	83,2	98,1	90,5
	хвосты	43,0	0,364	0,004	6,1	16,8	1,9	9,5
	итого	100,0	0,933	0,097	27,7	100,0	100,0	100,0

При применении традиционного реагента собирателя для сульфидных руд – бутилового ксантогената калия (150 г/т) извлечение меди составило 80,4%, молибдена 90,9% и серебра 85,9%. Введение ДТМ в качестве дополнительного реагента к БКК позволило увеличить извлечение меди, молибдена и серебра до 83,2%, 98,1% и 90,5% при расходе ДТМ 40 г/т и БКК 150 г/т.

Таким образом, доказана целесообразность применения ДТМ в сочетании с БКК на отвальных хвостах медно-молибденовых руд, что может представлять практический интерес в связи с большими объемами накопленных в отвалах хвостов переработки цветных, редких и благородных металлов.

Список использованных источников

1. Долгорев А.В. Зенчурина И.Д. Способ спектрофотометрического определения молибдена. Патент на изобретение SU789395 А1. Опубл. 23.12.1980, БИ № 47.
2. Акимов В.К., Зайцев Б.Е., Емельянова И.А. и др. Комплексные соединения тиопирина с платиной и рением // Журнал неорганической химии.–1976.–Т.21.–№12.–С.3288-3296.
3. Щербакова Л.В., Петров Б.И., Чеботарев В.К. Потенциометрическое определение благородных металлов дитиопирилметаном // Известия Алтайского государственного университета. – 2000. – №3(17) – С. 28-30.
4. Щербакова Л.В. Физико-химические параметры комплексов ионов металлов с тиопроизводными пиразола и способ определения констант равновесия. Дисс. на соискание ученой степени кандидата химических наук. Барнаул – 2005.

Approbation of the analytical reagent dithiopyrylmethane during flotation enrichment of stale tailings of copper-molybdenum ores

Karkeshkina A.Yu., Getman V.V.

The interaction of DTM and its use as an additional reagent in the processing of stale tailings of copper-molybdenum ores in order to isolate non-ferrous, rare and precious metals has been investigated by modern physicochemical methods.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ РЕГРЕССИОННОГО АНАЛИЗА ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ КАЧЕСТВА КОНЦЕНТРАТА ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

К.В. Федотов, Р.В. Кононенко, М.А. Попов

Иркутский национальный исследовательский технический университет (ИРНИТУ),
г. Иркутск, Российская Федерация
e-mail: fedotov@istu.edu, istu_politeh@mail.ru, popovma.kvantum@gmail.com

В работе рассмотрено применение методов регрессионного анализа для прогнозирования качества концентрата в процессе флотации железной руды с целью оптимизации процесса.

Многие современные горно-обогатительные предприятия за счет созданных условия для контроля и автоматизации технологического процесса генерируют большое количество показателей, возникающих в процессе переработки минерального сырья. Анализ данных показателей может помочь оптимизировать управление обогатительным оборудованием и технологическим процессом в целом.

В работе [1] рассматривается алгоритм автоматического регулирования процесса флотации. На основе анализа данных и математического моделирования, авторы производят выбор оптимальных физико-химических параметров. В статье [2] представлены результаты математического моделирования флотационного процесса. В результате моделирования авторы предлагают алгоритм автоматического управления флотационной установкой с целью повышения эффективности протекающего процесса. Работы описывают подходы к анализу технологических данных с предприятий на основе методов математического моделирования.

В статье отражён результат применения методов регрессионного анализа работы линии флотации железных руд. В качестве исходной информации используется набор данных в объёме 700 тысяч, полученных в результате эксплуатации флотационной линии и содержащих информацию о следующих 23 параметрах данного технологического процесса:

- содержание железа в исходной породе
- содержание кремнезёма в исходной породе
- количество крахмала
- количество аминов
- поток пульпы
- pH пульпы
- плотность пульпы
- воздушный поток во флотационных колоннах с 1 по 7
- уровень пульпы во флотационных колоннах с 1 по 7
- содержание железа в концентрате
- содержание кремнезёма в концентрате

В качестве целевого параметра прогнозирования выбрано «Содержание кремнезёма в концентрате».

Регрессионный анализ производился с применением методов машинного обучения, для чего необходимо определить параметры, входящие в модель машинного обучения. Для выявления параметров, оказывающих наибольшее влияние на целевую переменную, была построена корреляционная матрица, отображающая влияние показателей процесса друг на друга. В результате анализа корреляционной матрицы, выбраны значения, оказывающие наибольшее влияние на целевой показатель. Это:

- количество аминов
- рН пульпы
- воздушный поток во флотационных колоннах с 1 по 3
- уровень пульпы во флотационных колоннах с 4 по 7
- содержание железа в концентрате

На основе построения корреляционной матрицы и анализа данных, включённых в модель машинного обучения, были выбраны следующие алгоритмы:

- ridge – регрессия
- lasso – регрессия
- алгоритм Random forest

После оценки критериев качества моделирования и сравнения с реальными измеренными значениями наилучший результат показал метод Randomforest. Среднее отклонение результатов прогнозирования целевой переменной данной модели составляет 16%. Полученная модель способна прогнозировать целевую переменную с точностью 84%, что является высоким показателем для моделей машинного обучения. На основе полученной модели можно производить расчёт технологических параметров.

Анализ больших количеств данных производственных линий, позволит определить, насколько эффективно протекает процесс разделения и прогнозировать качество железосодержащего флотоконцентрата.

Список использованных источников

1. Морозов В.В., Столяров В.Ф. и др. Алгоритм управления процессом флотации на основе оперативного контроля физико-химических параметров пульпы // ГИАБ. 2005. №2.
 2. Курчуков А.М., Кордаков В.Н. Автоматизированная система управления процессом флотации медно-никелевых руд // Записки Горного института. 2011
-

Forecasting the quality of the flotation process using methods regression analysis

Fedotov K.V., Kononenko R.V., Popov M.A.

This paper discusses the use of regression analysis methods to predict the quality of the output concentrate in the process of iron ore flotation in order to optimize the flotation process.

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ НИЗКОТЕМПЕРАТурНОЙ ПЛАЗМЫ ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОГО БАРЬЕРНОГО РАЗРЯДА С ЦЕЛЬЮ РЕГУЛИРОВАНИЯ ФЛОТИРУЕМОСТИ ПРИРОДНЫХ СУЛЬФИДОВ МЕДИ И ЦИНКА

И.Ж. Бунин, М.В. Рязанцева

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: ryzanceva@mail.ru

В работе исследовано влияние параметров низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда на донорно – акцепторные, сорбционные и флотационные свойства халькопирита и сфалерита. Показана возможность направленного регулирования флотационной активности минералов в результате изменения их кислотно – основных свойств и сорбционной способности.

Селективная флотация медно-цинковых руд – одна из наиболее сложных задач в процессах первичной переработки минерального сырья, обусловленная близостью флотационных свойств разделяемых сульфидов. Для обогащения колчеданных медно-цинковых руд применяются сложные технологические схемы, включающие несколько операций доводки концентратов. В плане совершенствования технологии переработки медно-цинковых руд основное внимание исследователей сосредоточено на изыскании новых реагентов и оптимизации реагентных режимов. В данной работе представлен способ безреагентной модификации флотационных свойств сульфидных минералов, основанный на использовании низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда (НТП – ДБР) и показана возможность его применения для регулирования флотационных свойств халькопирита и сфалерита.

РЭМ – РМСА. С использованием методов аналитической растровой электронной микроскопии установлено, что основные процессы структурных и фазовых преобразований поверхности халькопирита заключались в формировании следов (дорожек) со сложной сетчатой структурой (рисунок 1 а, б), ориентированных в линию микроканалов электрического пробоя (рисунок 1 а). Кроме того, в местах микроповреждений поверхности халькопирита наблюдались новообразования в виде частиц правильной сферической формы размером ≤ 1 мкм (рисунок 1 в), по данным РСМА, - микро- и нанофаз оксидов и/или гидроксидов металлов.

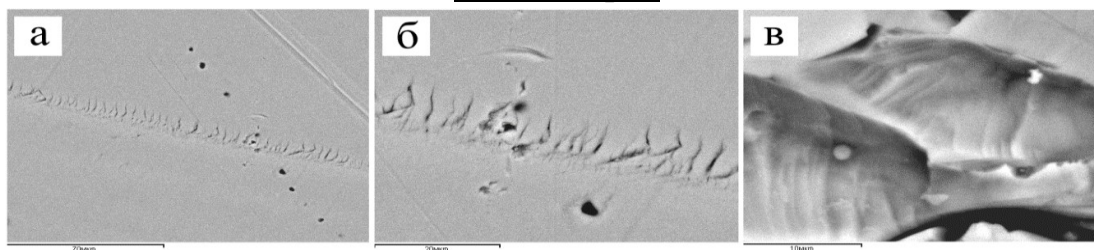
На поверхности сфалерита наблюдались эрозионные структуры в виде совокупности кратеров каналов пробоя диаметром 5–10 мкм, окаймленных веществом натечных образований оксидных (гидроксидных) микро- и нанофаз. На поверхности сфалерита идентифицировано появление эрозионных структур в виде совокупности кратеров каналов пробоя диаметром 5–10 мкм (рисунок 1 г, д), окаймленных веществом натечных образований (рисунок 1 е) оксидных (гидроксидных) микро- и нанофаз.

Микроструктурные преобразования поверхности халькопирита и сфалерита, вызванные воздействием неравновесной низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда (НТП–ДБР), обусловили изменения сорбционной и флотационной активности минералов.

Экспериментальные данные показали, что технологический эффект (повышение эффективности флотационных процессов) от влияния плазменной обработки сульфидов в условиях НТП–ДБР проявлялся на частицах размером -44 мкм (таблица), в то время как, для образцов крупностью -100 +50 мкм не обнаружено существенных изменений флотационных свойств минералов с вариацией параметров НТП–ДБР.

Для мономинеральной флотации халькопирита и сфалерита установлены рациональные параметры и режимы предварительной плазменной (НТП-ДБР) обработки, а также крупность минеральных частиц (-44 мкм) (рисунок 2), обеспечивающие повышение *селективности* флотационного разделения халькопирита и сфалерита - увеличение выхода халькопирита в концентрат на 5 – 18% при постоянстве извлечения сфалерита (длительность иницирующих разряд импульсов $\tau_{imp.} = 4$ и 8 мкс, частота следования импульсов $f_{imp.} = 2$ кГц); повышение *сорбционной* (ИКФС) и *флотационной активности* сульфидов — увеличение выхода халькопирита от 4 до 17%, сфалерита – от 5 до 17% ($\tau_{imp.} = 8$ мкс, $f_{imp.} = 16$ кГц).

Халькопирит



Сфалерит

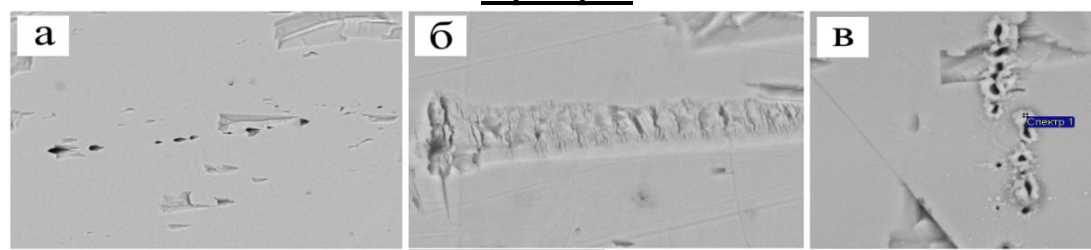


Рисунок 1. Микроповреждения и новообразования на поверхности халькопирита (1а–в) и сфалерита (1г–е) в результате воздействия НТП–ДБР (РЭМ–РСМА; масштабные линейки: 10 (в), 20 (б), 30 (е), 40 (д), 70 (а), 100 (г) мкм)

Таблица – Влияние параметров предварительной плазменной обработки (НТП-ДБР) на флотационные свойства халькопирита и сфалерита

	2 кГц	5,8 кГц	10 кГц	16 кГц
8 мкс	CuFeS ₂ ↑ на 8–14% ZnS=const	CuFeS ₂ ↑ на 7–16% ZnS ↑ на 6–10%	CuFeS ₂ ↑ на 7–14% ZnS ↑ на 2–15%	CuFeS ₂ ↑ на 4–16% ZnS ↑ на 10–17%
4 мкс	CuFeS ₂ ↑ на 6–18% ZnS= const	CuFeS ₂ ↑ на 4–18% ZnS = const	CuFeS ₂ ↑ на 9–13% ZnS ↑ на 4–11%	CuFeS ₂ ↑ на 5–17% ZnS ↑ на 5–10%

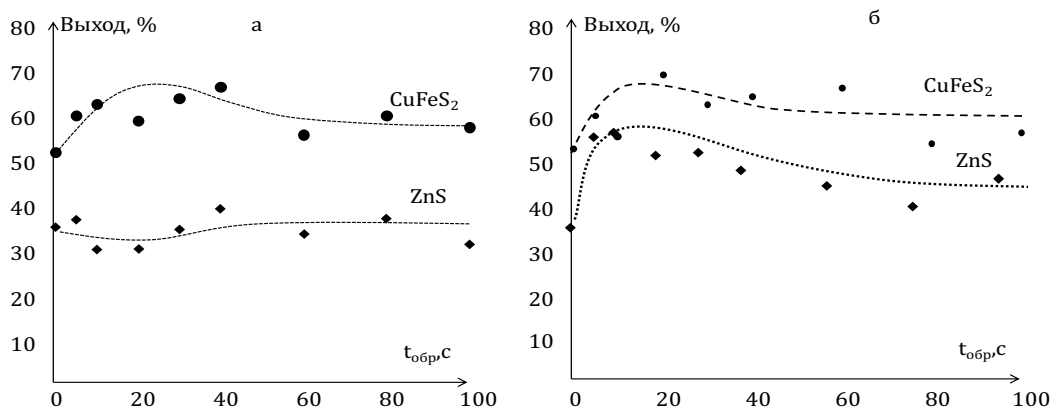


Рисунок 2. Влияние параметров предварительной плазменной обработки (НТП-ДБР) на флотационные свойства халькопирита и сфалерита

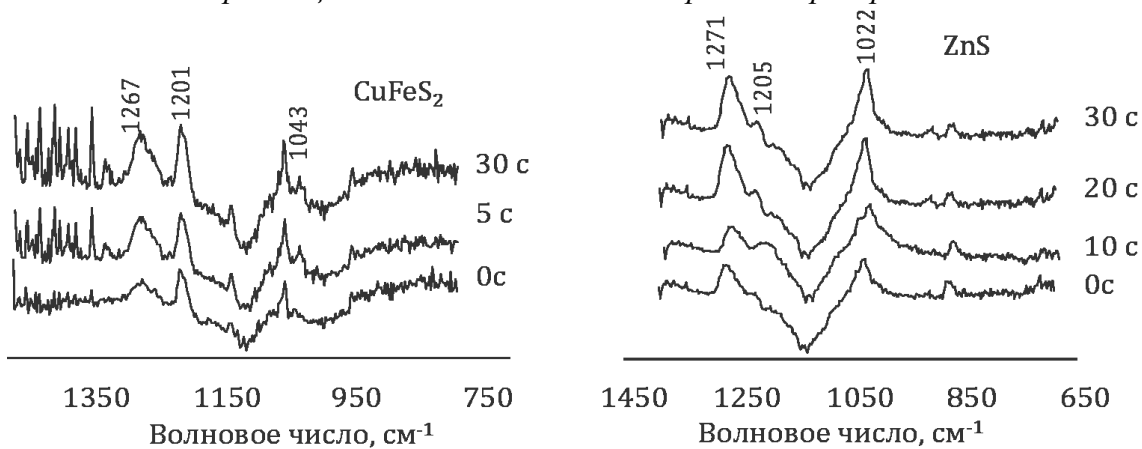


Рисунок 3. Влияние параметров предварительной плазменной обработки (НТП-ДБР) на физико-химические свойства халькопирита и сфалерита

Методом ИК-спектроскопии показано, что установленный технологический эффект коррелирует с сорбционной активностью минералов, а именно росту флотационной активности соответствует увеличение сорбционной способности минерала (рисунок 3) по отношению к БКс. При этом, положение полос поглощения реагента в ИК – спектрах минералов (1022 см⁻¹, 1043 см⁻¹, 1267 см⁻¹), указывает на то, что рост сорбционной активности происходит, по всей вероятности, за счет диксантогенида (Кх)₂.

Выводы

Вскрыт механизм процесса структурных фазовых преобразований поверхности халькопирита и сфалерита при воздействии низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда (НТП-ДБР) в воздухе при нормальных условиях. На поверхности халькопирита образовывались следы со сложной сетчатой структурой и ориентированные в линию микроканалы электрического пробоя. В местах микроповреждений поверхности халькопирита наблюдались новообразования в виде частиц правильной сферической формы размером ≤1 мкм, по всей видимости, микро- и наночастиц оксидов и/или гидроксидов металлов (PCMA). На поверхности сфалерита

наблюдались эрозионные структуры в виде совокупности кратеров каналов пробоя диаметром 5–10 мкм, окаймленных веществом натечных образований оксидных (гидроксидных) микро- и нанофаз.

Для мономинеральной флотации халькопирита и сфалерита установлены рациональные параметры и режимы предварительной плазменной обработки, а также крупность минеральных частиц (-44 мкм), обеспечивающие повышение *селективности* флотационного разделения халькопирита и сфалерита — увеличение выхода халькопирита в концентрат на 5–18% при постоянстве извлечения сфалерита (длительность иницирующих разряд импульсов $\tau_{\text{imp.}} = 4$ и 8 мкс, частота следования импульсов $f_{\text{imp.}} = 2$ кГц); повышение *сорбционной* (ИКФС) и *флотационной активности* сульфидов — увеличение выхода халькопирита от 4 до 17%, сфалерита – от 5 до 17% ($\tau_{\text{imp.}} = 8$ мкс, $f_{\text{imp.}} = 16$ кГц).

The application of low temperature dielectric barrier discharge plasma for the regulation of copper and zinc sulfides floatability

Bunin I.Zh., Ryazantseva M.V.

The influence of a dielectric barrier discharge low-temperature plasma parameters on the donor-acceptor, sorption and flotation properties of chalcopyrite and sphalerite were studied. The possibility of the minerals' flotation activity regulation as a result of changes in their acid-base properties and sorption activity.

ДЕЙСТВИЕ КОМПОЗИЦИИ ДЕПРЕССОРОВ ПОРОДЫ ПРИ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ Cu-Ni РУДЫ

Т.Н. Кузнецова, А.А. Лавриненко, Г.Ю. Гольберг, О.Г. Лусинян

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: lavrinenko_a@ipkonran.ru

Рассмотрено влияние совместного применения жидкого стекла с полисахаридами при флотации медно-никелевой руды. Показана эффективность совместного применения депрессоров, которая позволяет понизить выход концентрата при небольшом снижении извлечения меди и никеля в концентрат.

Флотация медно-никелевых руд часто осложнена присутствием в рудах силикатов, в частности талька. Природногидрофобный тальк при флотации легко переходит в сульфидный концентрат и усложняет металлургическую переработку – повышает температуру плавления. Поэтому эффективная депрессия талька при флотации медно-никелевых руд является актуальной задачей. Ранее были исследованы свойства карбоксиметилированных крахмалов и целлюлозы [1, 2]. Установлено, что депрессирующие свойства исследуемых депрессоров возрастают с увеличением

молекулярной массы реагента и степени замещения. Однако, с увеличением молекулярной массы ухудшается селективность и в сульфидный концентрат переходит меньше минералов меди и никеля [3-6]. Основные направления повышения эффективности депрессии развиваются или путем поиска новых реагентов, или с помощью усиления действия депрессоров, применяемых в промышленности. Одним из способов усиления действия реагентов является их сочетание [7-9]. В работе исследовано влияние на флотацию сочетания жидкого стекла с полисахаридами: карбоксиметилированными крахмалом и целлюлозой.

Исследования проводили медно-никелевой руды. Содержание талька в руде 12%. Никель (содержание 0,2%) в руде содержится в виде пентландита, Cu (0,12%) представлена халькопиритом, пирротинном и пиритом. Руда содержит пироксен – 58%, амфибол – 8%, магнезит – 3,75% и плагиоклаз – 1%.

Руду измельчали до крупности 84% класса -71 мкм. Флотацию проводили при pH 7 и Т:Ж 1:3 во флотационной машине Механобр ФМ-2М. Флотация состояла из основной и контрольной, концентраты которых объединяли. Собирателем служил бутиловый ксантогенат 50 г/т в основную флотацию и 20 г/т - в контрольную. Вспениватель МИБК 20 г/т в основную флотацию и 8 г/т в контрольную. Мономинеральную флотацию талька проводили одним вспенивателем (МИБК 50 мг/л). Объем камеры 100 см³, навеска минерала составляла 5 г.

Депрессоры талька: жидкое стекло (ЖС), карбоксиметилированный крахмал КМК-БУР (ЗАО «Полицелл») со степенью замещения гидроксильных групп карбоксильными 0,4 карбоксиметилцеллюлозу (полианионная целлюлоза) ПАЦ(Н) (ЗАО «Полицелл») со степенью замещения 0,9.

На рисунке 1 представлены результаты флотации талька при концентрациях КМК-БУР, ПАЦ(Н) и ЖС 50 мг/л. Выход талька в концентрат без использования депрессоров составил 80%. Жидкое стекло – слабый депрессор. При его добавлении выход концентрата составил 76%. При использовании крахмала и целлюлозы выход концентрата составил 70% и 60% соответственно. Совместное применение крахмала с жидким стеклом позволило понизить выход концентрата до 57%, а сочетание целлюлозы с жидким стеклом снизило выход талька в концентрат до 48%. Таким образом, совместное применение полисахаридов с жидким стеклом депрессирует тальк более эффективно, чем каждый реагент по отдельности.

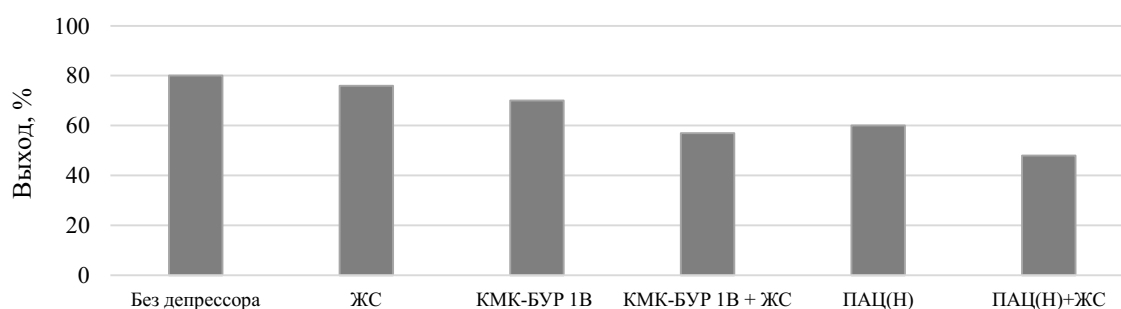


Рисунок 1. Влияние депрессоров и их сочетаний на флотацию талька.

Флотация медно-никелевой руды (рисунок 2) композицией жидкого стекла (расход 3 кг/т) с полисахаридами (расход 400 г/т) показала, что совместное их применение позволяет более эффективно понизить выход концентрата, чем в случае использования реагентов в отдельности. Жидкое стекло почти не снижает выход концентрата. При применении КМК-БУР и ПАЦ(Н) выход концентрата понизился до 54,4% и 40% соответственно. Композиции крахмала и целлюлозы с жидким стеклом снизило выход до 38% и 32%.

На рисунке 3 показано извлечение меди и никеля в концентрат. Совместное применение жидкого стекла с крахмалом или с целлюлозой почти не оказывает влияние на селективность процесса. Лучшую селективность показала композиция ЖС+ПАЦ(Н). При снижении выхода концентрата (см. рисунок 2) с 40 до 32% извлечение меди и никеля снижается на 1-2%.

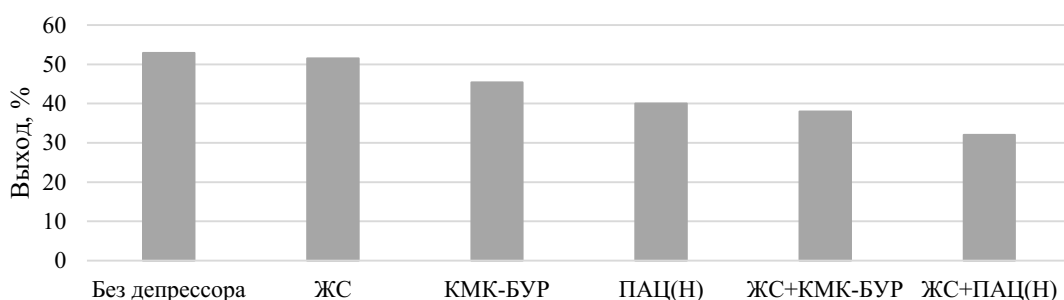


Рисунок 2. Влияние композиции депрессоров на флотацию медно-никелевой руды.

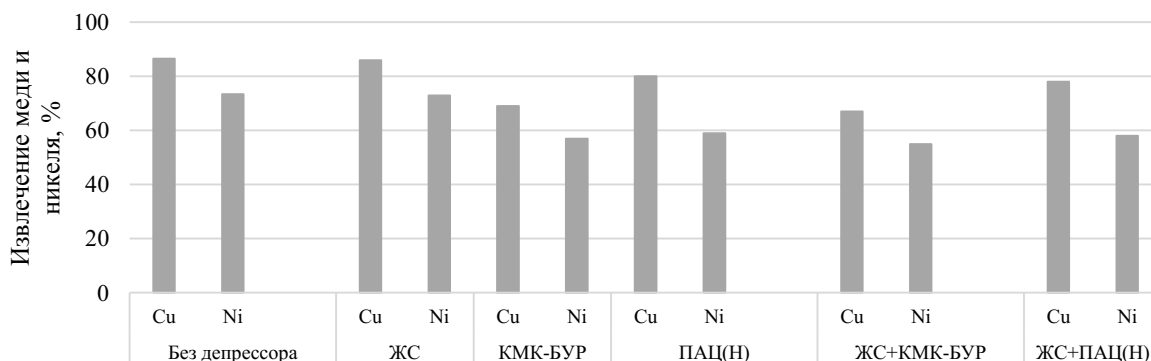


Рисунок 3. Влияние сочетания депрессоров ЖС+КМК-БУР и ЖС+ПАЦ(Н) на извлечение Cu и Ni при флотации медно-никелевой руды

Таким образом, изучение совместного применения жидкого стекла с полисахаридами показало перспективность их применения. Использование этих композиций показало, что комбинации ЖС+КМК-БУР и ЖС+ПАЦ(Н) более эффективно депрессируют тальк при его мономинеральной флотации. При флотации медно-никелевой руды совместная подача двух депрессоров снижает выход концентрата при небольшом снижении извлечения меди и никеля в концентрат.

Список использованных источников

1. Лавриненко А.А., Кузнецова И.Н., Гольберг Г.Ю. Влияние свойств карбоксиметилцеллюлозы на флотацию оталькованной медно-никелевой руды. В сб.: Золото. Полиметаллы. XXI век: Устойчивое развитие в условиях внешних и внутренних вызовов /

- Под ред. М.В. Рыльниковой // Научные труды IV Международной научно-технической конференции, г. Челябинск, 27-30 марта 2024 г. – М: ИПКОН РАН, 2024. С. 108-110.
2. Кузнецова И.Н., Лавриненко А.А., Гольберг Г.Ю. и др. Влияние свойств модифицированных крахмалов на флотацию оталькованной медно-никелевой руды. В. сб.: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIX Международной научно-технической конференции, 04-05 апреля 2024 г., проводимой в рамках XXII Уральской горнопромышленной декады 01-10 апреля 2024 г., Екатеринбург: Издательство ИП Русских А.В., 2024. С. 24-28
 3. Feng B., Lu Y.P., Feng Q.M. et al. Talc-serpentine interactions and implications for talc depression. *Minerals Engineering*. 2012a; 32:68–73.
 4. Sawood S.R., Harris P.J., Bradshaw D.J. A simple method for establishing whether the adsorption of polysaccharides on talc is a reversible process. *Minerals Engineering*. 2005; 18: 1060–1063.
 5. Morris G.E., Fornasiero D., Ralston J. Polymer depressants at the talc — water interface: adsorption isotherm, microflotation and electrokinetic studies. *International Journal of Mineral Processing*. 2002; 67: 211–227.
 6. Beattie David A., Huynh Le, Kaggwa Gillian B.N., Ralston J. The effect of polysaccharides and polyacrylamides on the depression of talc and the flotation of sulphide minerals. *Minerals Engineering*. 2006;19(6–8):598–608.
 7. Афанасова А.В., Абурова В.А., Прохорова Е.О. и др. Исследование влияния депрессоров на флотоактивные пороодообразующие минералы при флотации сульфидных золотосодержащих руд //ГИАБ. 2022;(6-2):161—174.
 8. Лыгач А.В., Игнаткина В.А. Изучение флотационных свойств основных минералов, содержащихся в желваковых фосфоритах Егорьевского месторождения //ГИАБ. 2018;8:163–175.
 9. Tao Long, Huahua Zhao, Yaping Wang et al. Synergistic mechanism of acidified water glass and carboxymethyl cellulose in flotation of nickel sulfide ore. *Minerals Engineering*. V. 181, 15 May 2022, P. 107547.
-

Effect of rock depressor composition during collective flotation of Cu-Ni ore

Kuznetsova I.N., Lavrinenko A.A., Golberg G.Yu., Lusinyan O.G.

The effect of the combined use of liquid glass with polysaccharides during the flotation of copper-nickel ore is considered. The effectiveness of the combined use of depressants has been shown, which makes it possible to reduce the yield of the concentrate with a slight decrease in the extraction of copper and nickel into the concentrate.

КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К ИССЛЕДОВАНИЮ ПОВЕРХНОСТНЫХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ*

В.В. Кузнецов, Е.О. Прохорова

Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II (СПГУ),
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: kuznetsov@vvalen.ru

* *Работа выполнена в рамках гранта Российского научного фонда (проект N 23-47-00109)

В работе представлен комплексный подход для исследования поверхностных явлений, происходящих при флотации угля. Предлагаемый подход подразумевает совместную интерпретацию результатов оценки изменения свободной энергии и гиперспектральной съемки поверхности пробы угля, а также результаты моделирования молекулярной структуры при адсорбции аполярных реагентов.

Традиционные технологии обогащения все в меньшей степени соответствуют современным запросам по производительности, эффективности и комплексности переработки сырья, ввиду повсеместного ухудшения качества минерально-сырьевой базы.

Данная проблема особенно актуальна при разработке технологий флотационного обогащения углей, где особую роль играет выбор реагентного режима.

На основании предварительных физико-химических исследований поверхностных свойств и лабораторных исследований флотационных свойств технологических проб углей, возможно обосновать механизмы действия выбранных флотационных реагентов, что, как следствие, позволит оценить их эффективность еще на этапе разработки технологии. Для оценки гидрофобизации и гидрофилизации поверхности предложен комплексный подход к исследованию поверхностных явлений, происходящий при флотационном обогащении угля. В качестве объекта исследований выступали технологические пробы угля марки «Г».

Экспериментальная составляющая подхода основана на определении соотношений значений компонент свободной энергии поверхности. Сокращение свободной энергии поверхности соответствует изменению энергии Гиббса при образовании связей поверхности с адсорбентом. Расчет основан на методике Оуэнса-Вендта-Рабыеле-Кьелбле, где исходными данными являются значения контактных углов двух жидкостей с известными значениями их дисперсионной и полярной компонент свободной энергии поверхности на разделе газ-жидкость (рисунок 1).

Полученные значения интерпретируются в совокупности с результатами гиперспектральной съемки поверхности угля и квантово-химического моделирования. Закрепление аполярных реагентов различной структуры приводит к изменению получаемого спектра поверхности, что позволяет делать выводы об особенностях закрепления для конкретной марки угля.

Интерпретация изменения энергии системы с позиции изменения свободной энергии поверхности

• Уменьшение свободной энергии поверхности обусловлен уменьшением толщины гидратной прослойки за счет гидрофобизации поверхности

$$\Delta G = \Sigma \sigma = \sigma_D + \sigma_P$$

• Преобладают дисперсионные взаимодействия

$$\Sigma \sigma = \sigma_{T-ж} S_{T-ж} + \int_0^h \frac{\partial G}{\partial h} dh$$

$$\downarrow \Sigma \sigma = \sigma_{T-ж} S_{T-ж} + \int_0^h \frac{\partial G}{\partial h} dh \downarrow$$

$$dG = \sigma dS + \frac{\partial G}{\partial h} dh$$

Интерпретация изменения энергии системы с позиции общего вида второго закона термодинамики

• Рост свободной энергии поверхности обусловлен увеличением толщины гидратной прослойки за счет гидрофилизации поверхности

• Преобладают полярные взаимодействия

$$\uparrow \Sigma \sigma = \sigma_{T-ж} S_{T-ж} + \int_0^h \frac{\partial G}{\partial h} dh \uparrow$$

Рисунок 1. Сущность подхода к оценке свободной энергии поверхности

Потенциальные механизмы подобного закрепления могут быть обоснованы на основании результатов квантово-химического моделирования состояний системы уголь-адсорбат с применением программных пакетов Avogadro и Orca.

Для построения структурной модели молекулы угля использована модель Вайзера. Оптимизация структуры молекулы было реализовано с применением метода UFF. После геометрической оптимизации молекул на основании принципа минимума общей энергии системы смоделировано потенциальное состояние системы поверхность угля – вода.

Моделирование произведено вблизи узлов молекулы угля с основными функциональными группами с размещением вблизи молекул воды.

После процедуры минимизации энергии системы в систему добавлялись молекулы потенциальных аполярных собирателей (рисунок 2).

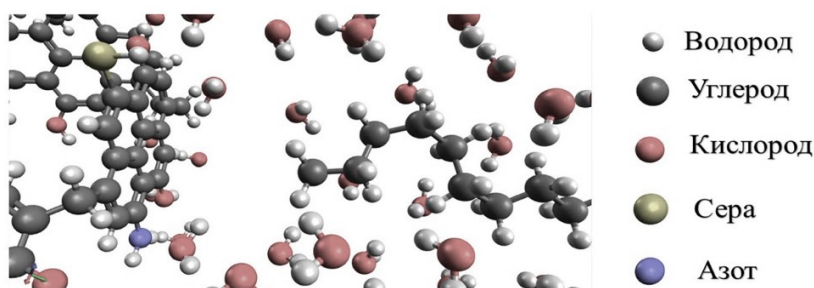


Рисунок 2. Моделирование процесса закрепления аполярного реагента на фрагменте молекулы угля

Таким образом, многосторонний подход к исследованию поверхностных процессов при флотации углей позволит обосновать составы аполярных собирателей для повышения эффективности применяемых технологий флотации.

Integrated approach to the surface processes study during coal flotation

Kuznetsov V.V., Prokhorova E.O.

The paper presents an integrated approach to study surface phenomena occurring during coal flotation. The proposed approach involves joint interpretation of the results of free energy change estimation and hyperspectral imaging of the coal sample surface, as well as the results of molecular structure modeling during adsorption of apolar reagents.

ИССЛЕДОВАНИЕ СУММЫ КАТИОНОВ МЕТАЛЛОВ В ПРОЦЕССЕ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ИХ НА ПОВЕРХНОСТИ МИНЕРАЛОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ СУРЬМЫ

П.М. Соложенкин

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail solozhenkin@mail.ru

В работе представлены результаты создания моделей антимонита. Установлено повышение показателей флотацией с уменьшением степени миграции катионов при обработке Sb_2S_3 солями металлов. Природная сурьма состоит из двух стабильных изотопов, и они препятствуют взаимодействию с собирателями. Рекомендованы эффективные смеси $Cd+Ag$, цинка и меди.

Методом ЯКР установлен факт поверхностной сорбции свинца при активации Sb_2S_3 , что создает благоприятные условия для взаимодействия с ксантогенатом и гидрофобизации поверхности. При этом использовали комплекс ChemOfficeCambridge, модули МОРАС 2016, расчеты по PM7. Исследуемые собиратели закрепляются более предпочтительно на моделях кластеров после активации их свинцом. Катионы меди в отличие от катионов свинца мигрируют в решетку минерала, что создает неблагоприятные условия для взаимодействия с собирателем.

Применяя смесь катионов $Zn^{2+}+Cu^{2+}$ при флотации сурьмяных руд, возможно, значительно улучшить охрану окружающей среды 1-4. Проведено изучение возможности замены свинца смесью цинка и меди 5.

При применении в качестве активатора свинца или смеси катионов $Zn^{2+}+Cu^{2+}$ получены практически одинаковые технические результаты. При оптимальном соотношении при флотации руды $Pb(NO_3)_2$ -50 г/т, бутилового ксантогената 50 г/т, карбамата МТ 150 г/т удалось повысить извлечение сурьмы на 7, 6%.

Исследовали пары катионов $Zn^{2+}(40\text{мг/дм}^3)+Ag^+$; $Zn^{2+}(40\text{мг/дм}^3)+Cd^{2+}$; $Zn^{2+}(40\text{мг/дм}^3)+Hg_2$; $Cd^{2+}(20\text{мг/дм}^3)+Cu_2$; $Cd^{2+}(20\text{мг/дм}^3)+Hg_2$;

Более сильное влияние катионов Cu^{+2} и Ag^+ на релаксацию отчасти объясняется тем, что ядра 63,65 Cu и 107,109 Ag обладают магнитными моментами и благодаря этому взаимодействуют с ядрами Sb по диполь-дипольному механизму.

Добиться повышения показателей флотации можно уменьшением степени миграции катионов в глубь решетки путем последовательной обработки антимонита солями тяжелых металлов. Наиболее эффективные смеси Cd+Ag (кривая б) , цинка и меди (кривая 3). А также пары катионов Zn, Cd специальной кривой от расхода катионов.

Благодаря уменьшению вторичных катионов диффузии при совместной подаче достигается большая полная отмывка ксантогенатов меди, серебра, чем в случае обработки антимонита одной из солей.

Сравнительные показания эффективности $Pb(NO_3)_2$, катионов Zn и катионов Cu представлены в таблице 1. Уровни орбиталей для различных элементов представлены в таблице 2.

Таблица 1 - Флотация сурьмосодержащей руды с катионами металлов

Продукт	Выход, %	Содержание Sb, %	Извлечение Sb, %	Расход реагентов, г/дм ³
Концентрат	6,7	48,65	95,78	Pb(NO ₃) ₂ - 220; бутиловый ксантогенат-180; Т-66-145
Хвосты	93,3	0,154	4,22	
Концентрат	6,8	48,72	95,82	ZnSO ₄ -75; CuSO ₄ - 100; бутиловый ксантогенат-180; Т-66-145
Хвосты	93.2	0,155	4,18	

Таблица 2- Уровни орбиталей для различных элементов

⁷⁹ Au 1; 18; 32; 18; 8; 2	²⁹ Cu 1; 18; 8; 2;	⁴⁷ Ag 1; 18; 18; 8; 2;
⁸⁰ Hg 2; 18; 32; 18; 8; 2	³⁰ Zn 2; 18; 8; 2;	⁴⁸ Cd 2;18; 18; 8; 2;
⁸² Pb 4; 18; 32; 18;8; 2		⁵¹ Sb 5; 18; 18; 8; 2
⁸³ Bi 5; 18; 32; 18; 8; 2		

Ядра 63,65 Cu и 107,109 Ag обладают магнитными моментами. Катион свинца является самым эффективным активатором для сурьмы различных месторождений.

Рентгеноэлектронная спектроскопия была применена для изучения поверхностных соединений на антимоните, обработанном катионами металлами и их смесями.

В результате обработки антимонита солями свинца с увеличением концентрации соли отношение Sb/Pb уменьшается, так как сорбция Pb^{+2} повышается. При этом происходит замещение катионов сурьмы свинцом, что ведет к уменьшению отношений Sb/Pb с 16,87 до 9,16.

Отношение S/Sb за счет вытеснения сурьмы увеличивается с 1.88 до 1.96. Катионы меди замещают сурьму в сульфиде сурьмы. Отношение S/Sb возрастает с 1,88 до 2,55. Из сравнения этих отношении следует, что медь наиболее интенсивности вытесняет сурьму из кристаллической решетки. Об этом свидетельствует и то, что отношении Sb/Cu при концентрации меди в растворе 10 мг/дм³ мало и составляет 5,7 по сравнению с отношением Sb/Pb (9/16). Особенно мала сорбция цинка поверхности антимонита, о чем свидетельствует сравнительно большая величина отношении Sb/Zn, равная 46,26.

При обработке поверхности антимонита смесью катионов ($Zn^{2+}+Cu^{+2}$) катионы цинка занимают часть активных центров на поверхности вследствие чего сорбция меди

по сравнению с индивидуальной подачей отношение, о чем свидетельствует увеличение Sb/Cu с вытеснения 5,7 до 7,41.

Снижение сорбции меди приводит к уменьшению вытеснения катионов сурьмы на поверхности антимонита - отношение S/Sb уменьшается с 2,55(Cu) до 2,4(Zn²⁺+Cu²⁺). С увеличением концентрации меди уменьшается сорбция цинка, так как отношение Sb/Zn возрастает с 46,26 до 145,1.

О сурьме. Сурьма 51 принадлежит к пятой группе периодической системы химических элементов Д.К. Менделеева и входит в подгруппу мышьяка. Атомная масса сурьмы равна 121,75 атомный номер 51. Строение электронной оболочки 1S²,2S²,3S²,3p³; 3D¹⁰; 4S²; 4P⁶; 4D¹⁰; 5S²; 5P².

Природная сурьма состоит из двух стабильных изотопов: ¹²¹Sb (57,25%) и ¹²³Sb (42,75%). Изотопы сурьмы препятствуют взаимодействию с собирателями, поэтому требуется активация свинцом.

Важнейшими искусственно полученными радиоактивными изотопами сурьмы являются ¹²²Sb, ¹²²Tsb, ¹²⁴Sb.

В настоящее время известно около 25 искусственно получено радиоактивных изотопов сурьмы.

Поставлены сравнительные опыты с другой пробой руды по активации с использованием азотнокислого свинца при расходе 0,5 кг/дм³ и смеси медного с цинковым купоросом при их соотношении 1:1 и расходе по 0,25 кг/дм³ каждого. Технологические показатели: при Pb(NO₃)₂ - выход 4 %, содержание Sb 51%, извлечение Sb 64,4%. При медном купоросе и сульфата цинка выход 2%, содержание Sb 65,42%, извлечение Sb 44,9%.

Выводы

1. Установлено повышение показателей флотацией с уменьшением степени миграции катионов при обработке Sb₂S₃ солями металлов.
2. Природная сурьма состоит из двух стабильных изотопов, и они препятствуют взаимодействию с собирателями.
3. Рекомендованы эффективные смеси Cd+Ag, цинка и меди.

Список использованных источников

1. Патент 2425159 RU: Способ обогащения сурьмяных руд и линия для его осуществления /Соложенкин П.М., Панченко Г.М. и др. //Опуб.10.10.2010.Бюл.№28.
 2. Solozhenkin P.M. Activation of antimony minerals by copper and lead cations during flotation //Obogaschenie Rud 08/2023.
 3. Solozhenkin P.M. Effect of lead and copper on antimony flotation //Obogaschenie Rud 02/2024.
 4. Соложенкин П.М. Создание гремучей ртути (фульмината ртути) на основе ртутно-сурьмяных руд.
 5. Соложенкин П.М.Технология переработки сухих «отходов сорбции и растворов хлоридов сурьмы. «Вестник ЗАБГУ», №. 1, 2024 г.
-

Investigation of the sum of metal cations in the process of fixing them on the surface of minerals during flotation of antimony sulfides

Solozhenkin P.M.

An increase in flotation with a decrease in the degree of cation migration was found during the treatment of Sb_2S_3 with metal salts. Natural antimony consists of two stable isotopes and they prevent interaction with collectors. Effective mixtures of Cd+Ag zinc and copper are recommended.

РЕЗУЛЬТАТЫ СТЕНДОВОЙ АПРОБАЦИИ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЙ ДВУХСТАДИАЛЬНОЙ СХЕМЫ МОКРОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ В ТЕХНОЛОГИИ ТСС НА ОФ №15 МИРНИНСКО-НЮРБИНСКОГО ГОКА

Ю.Н. Никитина¹, Г.П. Двойченкова², А.С. Тимофеев²

¹ Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Республика Саха (Якутия), Российская Федерация

² Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Результатами сравнительных экспериментов, выполненных в условиях, близких к промышленным, установлена технологическая эффективность применения межцикловой операции двухстадийной магнитной сепарации в технологии тяжелосредной сепарации на обогатительной фабрике №15 Мирнинско-Нюрбинского ГОКа, позволяющей снизить выход черновых гравитационных концентратов на 29,53%–95,79% за счет последовательного применения циклов слабомагнитной и сильномагнитной сепараций.

Результатами ранее выполненных исследований установлено, что одной из проблем тяжелосредной сепарации (ТСС) алмазосодержащего материала россыпных месторождений Западной Якутии является вопрос повышения качества черновых гравитационных концентратов основного цикла ТСС. [1].

В результате минералогических исследований проб алмазосодержащего сырья отдельных россыпных месторождений Западной Якутии диагностировано наличие в них высоких содержаний тяжелых минералов, в том числе магнетита и сидерита, количество и магнитные свойства которых позволили рассмотреть возможность сокращения выхода концентратов ТСС алмазосодержащего материала аналогичного типа за счет удаления из него установленных минералов применением метода магнитной сепарации [2].

Задача настоящих исследований заключалась в экспериментальном обосновании и оценке эффективности применения магнитной сепарации как способа повышения качества черновых концентратов ТСС перед процессами их последующей доводки.

Испытания по оценке технологической эффективности применения магнитной сепарации как способа повышения качества черновых концентратов ТСС выполнены при последовательном использовании слабомагнитных (2000Э) и сильномагнитных

(10000-14000Э) сепараторов, представленных на рисунке 1.

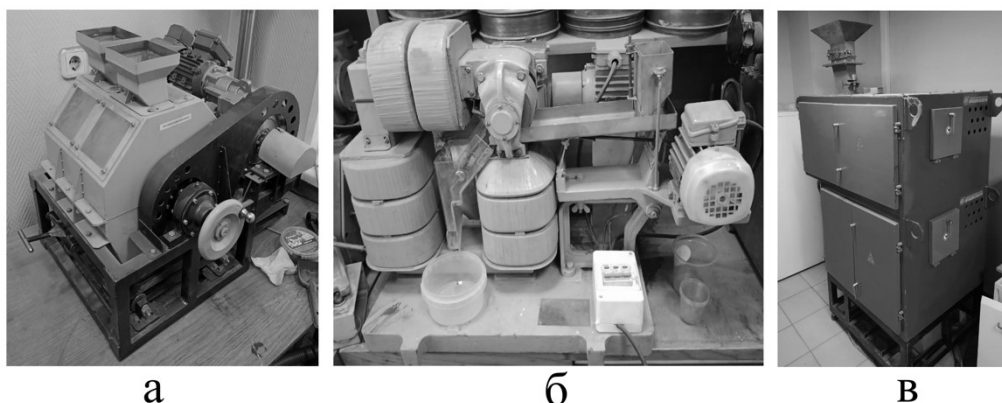


Рисунок 1. Магнитные опытные сепараторы:

а – сепаратор барабанный, слабомагнитный (2000Э); б – сепаратор валковый сильномагнитный (14000 Э); в – сепаратор ленточный сильномагнитный (14000 Э)

В качестве объектов исследований для опытного процесса двухстадийной магнитной сепарации использованы пробы гравитационных концентратов ТСС двух россыпных месторождений (пробы 1 и 2) с предварительным разделением их на классы -6+3мм и -3+1мм и при последовательном использовании сильномагнитного и слабомагнитного сепараторов.

Результаты определения минерального состава продуктов магнитной сепарации концентратов ТСС проб №1 и №2 в исследованных условиях представлены в таблице и устанавливают факт высокого извлечения магнитных минералов в концентраты магнитной сепарации при высоком выходе немагнитных минералов в хвосты процесса.

В пробе №1 при выходах в концентраты магнитной сепарации фракций -6+3 мм и -3+1 мм 22,67% и 33,62% соответственно сильномагнитный продукт представлен магнетитом (до 3,2–4,1%) в сростках с немагнитными минералами.

Таблица - Содержание основных минералов (%) в продуктах магнитной сепарации исследуемых проб

Продукт магнитной сепарации	Выход продукта, %	Наименование диагностированных минералов				
		Сидерит	Кварц	Магнетит	Пирит	Анортит
проба 1						
-6+3 мм (51,08%)						
Магн. 1100 Э	0,53	0,2	7	3,2	0,4	57,2
Магн. 2000 Э	1,47	0,2	10,2	1,5	1,1	57,5
Магн. 10000 Э	22,67	48,7	16,5	-	2,3	9,4
Немагнитный	75,33	0,6	59,9	-	26,2	-
-3+1 мм (48,92%)						
Магн.1100 Э	0,73	0,9	6,1	4,1	0,5	54,4
Магн.2000 Э	0,26	2,4	10,6	2	0,6	50,8
Магн. 14000 Э	33,62	56,9	13	-	1,8	-
Немагнитный	65,39	1,3	56,8	-	18,6	-
-6+1 мм (100%)						

Магн. 1100 Э	0,63	0,5	6,6	3,6	0,4	55,8
Магн.2000 Э	0,88	1,3	10,3	1,7	0,9	54,2
Магн. 14000 Э	28,03	52,7	14,8	0,0	2,1	4,8
Немагнитный	70,47	0,9	58,4	0,0	22,5	0,0
проба 2						
-6+3 мм (20,12%)						
Магн. 1100 Э	0,28	13,8	9,4	1,8	0,6	50
Магн. 2000 Э	2,59	12,5	9,7	1	0,3	48,1
Магн. 10000 Э	89,6	76,4	12,1	-	0,5	6,3
Немагнитный	7,53	28,5	45,1	-	17,7	-
-3+1 мм (79,88%)						
Магн.1100 Э	0,08	13,7	12,7	3,3	1,8	41,2
Магн. 2000 Э	0,04	3,7	11,6	2,1	0,9	50,5
Магн. 14000 Э	96,49	86,3	11,3	-	2,4	-
Немагнитный	3,38	52,6	31,7	-	9,2	-
-6+1 мм (100%)						
Магн.. 1100 Э	0,12	13,72	12,04	3,00	1,56	42,97
Магн.2000 Э	0,55	5,47	11,22	1,88	0,78	50,02
Магн. 14000 Э	95,10	84,31	11,46	-	0,10	1,27
Немагнитный	4,22	47,75	34,40	-	10,91	-

Слабوماгнитная фракция характеризуется высоким содержанием сидерита (48,7–56,9%) и его сростков с немагнитными минералами. Отмечено присутствие кварца в сростках с сидеритом, что подтверждается увеличением (до 16,5% в классе -6+3 мм и до 13% в классе -3+1 мм) содержания кварца в магнитной фракции с ростом интенсивности магнитного поля).

Немагнитная фракция представлена в основном кварцем (56,8–59,9%) и пиритом (18,6–26,2%). Выход немагнитной фракции в условиях опытной магнитной сепарации пробы №1 высок как при сепарации материала крупностью -6+3 мм (75,33%), так и при сепарации более мелкого класса -3+1 мм (66,39%).

В пробе №2 при выходах в концентраты магнитной сепарации фракций -6+3 мм и -3+1 мм 89,6% и 96,49% сильномагнитный продукт представлен аналогично пробе №1 невысокими содержаниями магнетита (до 1,8–3,3%) в сростках с немагнитными минералами.

Слабوماгнитная фракция характеризуется более высоким по сравнению с пробой №1 (76,4–86,3%) содержанием сидерита. Аналогично составу магнитных фракций пробы №1 прослеживается присутствие кварца в сростках с сидеритом.

Немагнитная фракция пробы №2 аналогично составу немагнитной фракции пробы №1 представлена в основном кварцем (45,1–31,7%) и пиритом (17,7–9,2%). Однако выход немагнитной фракции сепарации пробы №2 в исследуемых условиях магнитной сепарации достаточно низкий как при сепарации материала крупностью -6+3 мм (7,53%), так и при сепарации более мелкого класса -3+1 мм (3,38%).

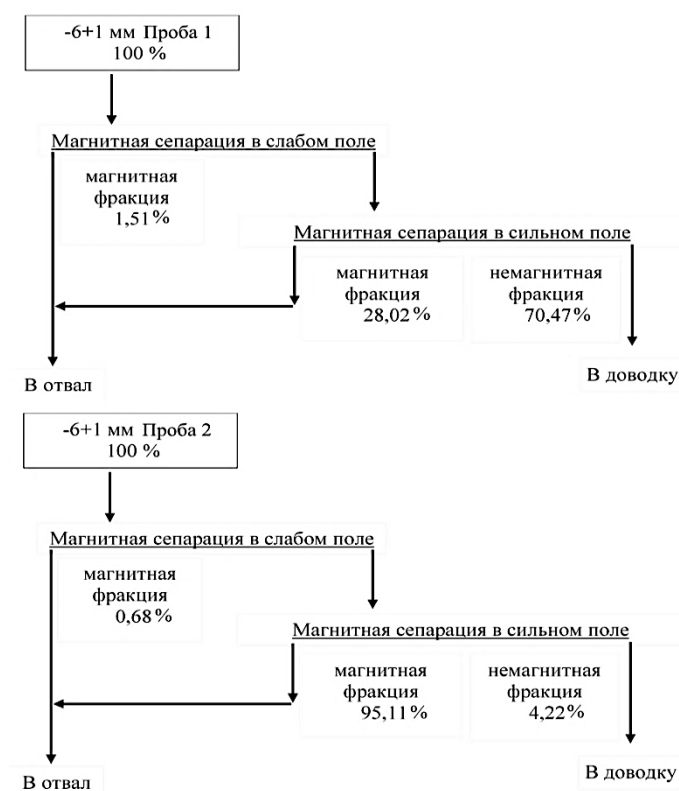


Рисунок 2. . Количественная схема двухстадиальной магнитной сепарации для снижения выхода концентрата тяжелосредней сепарации алмазосодержащего сырья, аналогичного по составу пробам №1 и №2

Результатами обработки вышеприведенных данных в качестве метода уменьшения выхода концентрата ТСС обоснована и разработана схема дополнительного технологического цикла, включающего двухстадиальную магнитную сепарацию с первичным удалением сильномагнитных минералов в слабомагнитных сепараторах (2000 Э) и с последующим удалением слабомагнитных минералов в сильномагнитных сепараторах (до 14000 Э), что позволяет снизить выход концентрата ТСС на 29,53 и 95,76% при переработке кимберлитового материала, аналогичного по составу исследованным пробам №1 и 2 соответственно (рисунок 2). Предложенная схема принята к полупромышленной апробации институтом «Якутнипроалмаз» в технологии обогатительной фабрики №15 Мирнинско-Нюрбинского ГОКа АК «АЛРОСА», перерабатывающей алмазосодержащее сырье, близкое по составу к исследованным пробам.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Чантурия Е.Л. и др. Интенсификация процессов сепарации труднообогатимого алмазосодержащего сырья коренных, россыпных и техногенных месторождений //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2022. – № 5. – С. 95–108.
2. Тимофеев А.С., Двойченкова Г.П., Никитина Ю.Н. Применение магнитной сепарации для сокращения концентрата тяжелосредней сепарации перед процессами его доводки // Материалы XXVIII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» 06-07 апреля 2023 г. Екатеринбург – 2023 С.38-41.

Results of bench testing of an experimental two-stage scheme of wet magnetic separation in heavy-medium separation technology at Processing Plant No.15 of the Mirny-Nyurbinsky Mining and Processing Plant

Nikitina Yu.N., Dvoichenkova G.P., Timofeev A.S.

The results of comparative experiments carried out under conditions close to industrial ones have established the technological efficiency of using an inter-cycle operation of two-stage magnetic separation in dense medium separation technology at the processing plant No. 15 of the Mirny-Nyurbinsky GOK, which allows reducing the yield of crude gravity concentrates by 29.53-95.79% due to the sequential use of weakly magnetic and highly magnetic separation cycles.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА ЭЛЕКТРОГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ДЛЯ ОТМЫВКИ ФЕРРОСИЛИЦИЯ ОТ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

А.С. Тимофеев, И.Ж. Бунин, Г.П. Двойченкова

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: timofeev_ac@mail.ru

В результате экспериментальных исследований электрогидравлического эффекта на систему ферросилиций – глина – кимберлит установлена возможность повышения отмывки ферросилиция от продуктов обогащения в 3,8-4,1 раза, что позволит снизить потери ферросилиция с хвостами тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья.

Электрогидравлический эффект (ЭГЭ, эффект Л.А. Юткина) представляет собой принципиально новый вид преобразования электрической энергии в механическую без промежуточных звеньев, с высоким коэффициентом преобразования, практически пригодный для использования в промышленных целях [1].

Эффект преобразования энергии реализуется при осуществлении в жидкости импульсного электрического искрового разряда. Метод электрогидравлической обработки находит широкое применение в России и мире во многих отраслях промышленности (машиностроении, металлургии, горной и геологоразведочной, нефтяной и др.) для разрушения материалов, дезинтеграции руд, штамповки металлов, очистки отливок, получения удобрений из почвы, перемешивания жидкостей, получения коллоидных растворов, ускорения химических реакций, транспортирования веществ и т.д.

Целью настоящей работы является экспериментальное обоснование эффективности использования электрогидравлического эффекта для отмывки утяжелителя среды (ферросилиция) от кимберлитового материала хвостов тяжелосредной сепарации [2, 3].

В экспериментах использовали лабораторную установку (рисунок 1, таблица) со

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

следующими характеристиками: амплитуда рабочего напряжения (разряда) 18 кВ, межэлектродное расстояние 12 мм, энергия в импульсе ~100 Дж, частота импульсов 0,05 Гц, потребляемая мощность 20 Вт.

Исследования проводили на пробах в виде смеси ферросилиция и кимберлита с различным добавлением высокоглинистой оборотной воды алмазодобывающей фабрики. После ЭГ-обработки пробы наблюдали равномерное диспергирование глины по всему объему водной фазы (рисунок 2).

На рисунке 3 представлены графики экспериментальных зависимостей содержания ферросилиция в подситовом продукте (без промывки водой) от доли глины в исследуемой пробе в исходном состоянии и после ЭГ-обработки (5 импульсов).

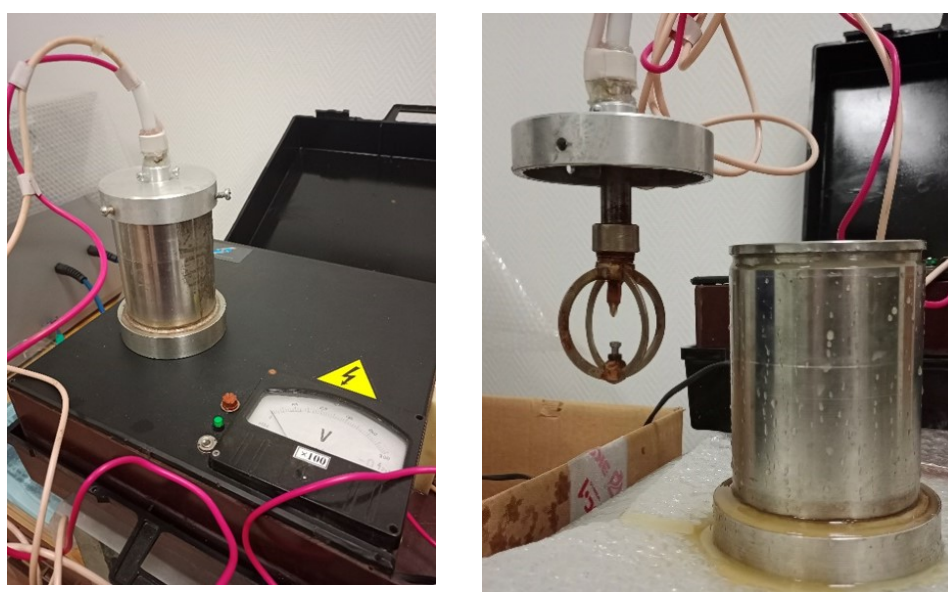


Рисунок 1. Лабораторная установка для реализации электрогидравлической обработки

Таблица – Порядок выполнения экспериментов

Исходный материал	Электрогидравлическое воздействие
Смешение кимберлита с ферросилицием	
Добавка сапонитсодержащей оборотной воды (140 г/л), перемешивание в течение 2 мин.	
Помещение образца в камеру электроимпульсного аппарата	
Добавление 400 мл воды	
—	ЭГ-обработка по заданному режиму
Помещение образца на сито 1 мм	
Отбор подситового продукта	
Сушка пробы	
Отделение ручным магнитом ферросилиция	
Анализ результатов	



а



б

Рисунок 2. Проба до (а) и после (б) ЭГ-обработки

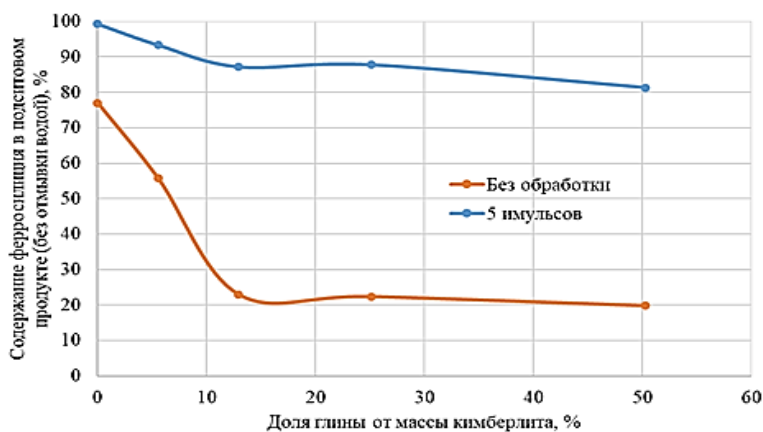


Рисунок 3. Результаты лабораторного эксперимента по использованию электрогидравлического эффекта для отмывки ферросилиция

Таким образом, в результате анализа экспериментальных данных (рисунок 3) показано, что применение электрогидравлического эффекта повышает отмывку ферросилиция от продуктов с содержанием глины более 10% масс. в 3,8-4,1 раза, что позволит снизить потери ферросилиция с хвостами тяжелосредной сепарации и снизить его расход в технологическом процессе.

Список использованных источников

1. Юткин Л.А. Электрогидравлический эффект. - М., Ленинград: МАШГИЗ, 1955. - 51 с.
2. Краснов Г.Д. Струков В.Б. Интенсификация разделения минералов в тяжелых суспензиях. М., Недра, 1980, 168 с.
3. Коннова Н.И., Килин С.В. Теория и практика современной сепарации в тяжелых средах. Моделирование результатов тяжелосредного обогащения. - Красноярск: СФУ, 2013. – 118 с.

Experimental evaluation of the electro-hydraulic treatment method application for washing ferrosilicon from enrichment products of dense medium separation of diamond-containing raw materials

Timofeev A.S., Bunin I.Zh., Dvoichenkova G.P.

As a result of experimental studies of the electro-hydraulic effect on the ferrosilicon-clay-kimberlite system we established the possibility of increasing the washing of ferrosilicon from enrichment products by 3.8-4.1 times, which will reduce the ferrosilicon losses with tailings from dense medium separation of diamond-containing raw materials.

ПРИМЕНЕНИЕ ВЫСОКОГРАДИЕНТНОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СТРАТЕГИЧЕСКИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РАЗЛИЧНОГО СОСТАВА*

Н.В. Николаева¹, Лян Дун², А.О. Ромашиев¹

¹Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II (СПГУ), Санкт-Петербург, Российская Федерация

² Китайский университет горного дела и технологий, г. Суючжоу, Китайская народная республика, e-mail: nadegdaspb@mail.ru

Результаты экспериментально-теоретических исследований показали, что высокоградиентная магнитная сепарация, может быть эффективно использована при переработке тонковкрапленного углеродсодержащего минерального сырья различного состава.

Снижение качества минерального сырья при увеличении спроса на цветные, благородные, редкие, черные и другие металлы привело к снижению рентабельности многих действующих предприятий. Помимо этого, ухудшение минеральной сырьевой базы (критически низкое содержание ценного компонента, тонкое взаимопрораствание породообразующих и рудных минералов, близкие физические свойства, наличие на одном месторождении разных структур и текстур и пр.), а также активное вовлечение в переработку нетрадиционных источников полезных ископаемых выявило низкую эффективность, в некоторых случаях и невозможность перерабатывать такое сырье с использованием традиционных обогатительных и гидрометаллургических технологий. Все это привело к тому, что многие месторождения так и остаются на стадии разведанных, возрастают потери ценных компонентов на уже действующих ГОКах, а дефицит некоторых видов стратегических металлов становится критическим. Таким образом, актуальной задачей, в сложившихся условиях, является поиск, обоснование и разработка технических решений для переработки сложного по составу минерального сырья при единовременном снижении потерь ценных компонентов.

* Работа выполнена при финансовой поддержке российского научного фонда (проект № 23-47-00109).

Как показал анализ проведенных ранее исследований в области обогащения низкокачественного и труднообогащаемого минерального сырья различного генезиса, содержащего стратегические металлы, основными методами извлечения ценных компонентов являются флотационное и гравитационное обогащение, а также магнитная сепарация. Но, в связи с тонкой вкрапленностью (менее 74 мкм) их эффективность не достаточно высока. Перспективным направлением для извлечения тонкодисперсных частиц даже со слабой магнитной восприимчивостью из тонких классов является использование высокоградиентной магнитной сепарации.

В качестве объектов исследования были выбраны золошлаковые отходы ТЭЦ, шунгитовые породы Зажогинского месторождения, дикие сланцы и углеродистая золосодержащая руда. Эти объекты были выбраны по наличию углерода (различной степени метаморфизма), а также общим является то, что эти объекты являются источниками стратегических металлов.

Исследования проводились на оборудовании Санкт-Петербургского горного университета. Определение элементного состава исходных материалов и продуктов разрушения осуществлялось с использованием рентгенофлуоресцентного анализатора EDX 7000. Исследование продуктов разделения проводилось с применением сканирующего электронного микроскопа Vega 3 LMN с системой рентгеновского энергодисперсионного микроанализа Oxford Instruments INCA Energy 250/X-max 20. Предварительно проводилось науглероживание образцов при помощи напылительной установки Q150R E производства Quorum Technologies Ltd. с целью исключения засвечивания частиц при анализе. Проведенные исследования позволили установить, что в данных объектах исследования ценные компоненты (стратегические металлы) концентрируются в классах – 74 мкм. Магнитное фракционирование для оценки распределения железа по фракциям в зависимости от магнитной индукции и определения возможности использования высокоградиентной магнитной сепарации осуществлялось на трубчатом электромагнитном анализаторе 298 СЭ (НПК «Механобр-техника» (АО), Санкт-Петербург, Россия). Эксперименты по высокоградиентной магнитной сепарации проводили на вертикальном пульсационном высокоградиентном магнитном сепараторе Slon 100 (Outotec, Эспоо, Финляндия) при варьировании технологических параметров и настроек магнитного сепаратора (включающие размер матрицы, напряженность поля и частоту пульсации) (рисунок 1).

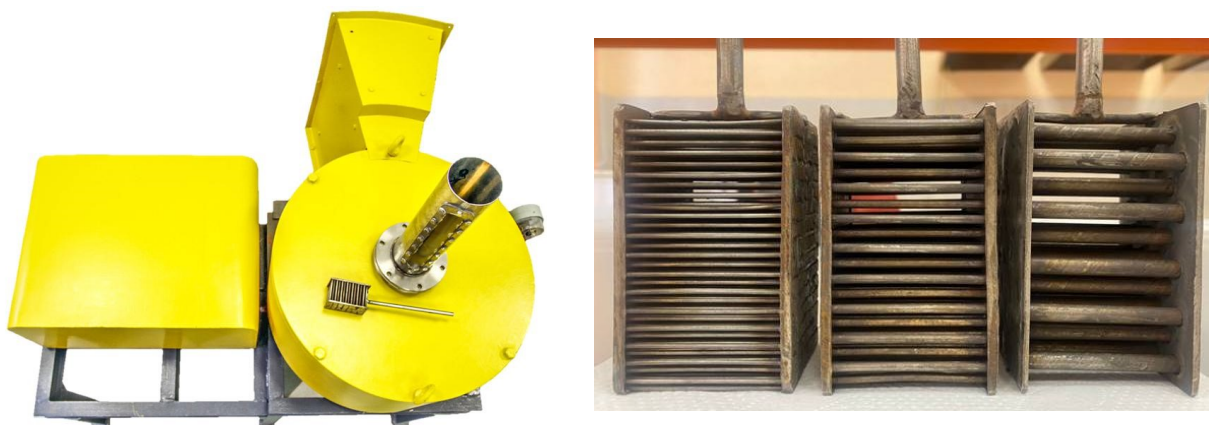


Рисунок 1. Вертикальный пульсационный высокоградиентный магнитный сепаратор Slon 100:

а) – общий вид, б) матрицы с расположением стержней в шахматном порядке (составлено авторами)

Так, на примере золошлаковых отходов, было установлено, что при магнитном фракционировании распределение железа достаточно равномерно по всем фракциям. Было сделано предположение, что железо в соединениях находится в разной валентной форме и обладает разными магнитными свойствами. Экспериментально-теоретические исследования процесса высокоградиентной магнитной сепарации позволили установить оптимальный процесс извлечения железосодержащих материалов и разработать топологию схемы магнитного обогащения.

С целью повышения извлечения ценных компонентов в концентрат были проведены исследования с обработкой флокулянтами исходного питания перед магнитной сепарацией. Анализ опубликованных ранее работ показал, что при магнитном разделении тонкозернистых материалов добавка флокулянтов позволяет повысить извлечение полезных компонентов в магнитную фракцию.

Результаты проведенных исследований доказали принципиальную возможность использования пульсационного высокоградиентного магнитного сепаратора Slon при обогащении тонковкрапленного углеродсодержащего минерального сырья различного состава. Его уникальная конструкция (высокая напряженность магнитного поля, пульсация пульпы) позволяет достаточно эффективно разделять тонковкрапленные частицы, а при дополнительном наложении химических воздействий получать концентраты товарного качества.

Application of high-gradient magnetic separation for strategic metals recovery from carbon-containing mineral of different composition*

Nikolaeva N.V., Liang Dong, Romashev A.O.

The results of experimental and theoretical studies have shown that high-gradient magnetic separation can be effectively used in the processing of fine carbon-containing mineral of different composition.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ КАЛИЙНЫХ РУД

*С.Н. Титков*¹, *А.В. Конобеевских*¹, *Е.И. Афонина*¹, *С.Н. Алиферова*²,
*Д.К. Телешев*¹

¹ АО ВНИИ Галургии, Санкт Петербург, Российская Федерация,
e-mail: Stanislav.Titkov@uralkali.com

² ПАО «Уралкалий», г. Березники, Российская Федерация

Приведены результаты исследований влияния состава собирателей и депрессоров шламов на показатели флотационного обогащения калийных руд Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей.

Одной из основных трудностей обогащения калийных руд является наличие в них легкошламуемых силикатно-карбонатных и ангидритных примесей, активно сорбирующих катионный собиратель сильвина – первичные алифатические амины.

Для повышения эффективности обогащения калийных руд производится предварительное флотационное обесшламливание калийных руд с применением оксиэтилированных собирателей шламов и органические депрессоры для подавления остаточного количества шламов на флотацию сильвина.

Обязательным условием применения собирателей шламов является совместное их применение с высокомолекулярными полиакриламидными флокулянтами, обеспечивающим образование флокул для создания условий контакта и закрепления частиц шламов на пузырьках воздуха. При превышении оптимального расхода флокулянта прочность закрепления крупных флокул шламов на поверхности пузырька уменьшается, что приводит к ухудшению флотации шламов.

Проведены исследования влияния состава собирателя шламов на оптимальный расход флокулянта. Исследования проводились с применением в качестве собирателя шламов оксиэтилированного алкиламина (Этомин НТ-40) и оксиэтилированного карданола (реагент КЭ-40) [1].

Показано, что при применении оксиэтилированного карданола оптимальный расход флокулянта меньше, чем при применении оксиэтилированных аминов, что создает условия не только для повышения извлечения н.о. в пенный продукт, но и улучшения селективности флотации шламов вследствие меньшего захвата солевых частиц в образующиеся флокулы. Таким образом, применение в качестве собирателя шламов оксиэтилированного карданола не только обеспечивает эффективное обесшламливание калийной руды, но и уменьшение потерь KCl со шламовым продуктом (рисунок 1).

Полученные результаты можно объяснить тем, что при применении оксиэтилированного карданола создаются условия эффективного закрепления на пузырьке воздуха флокул шламов меньшего размера. При образовании флокул шламов

меньшего размера уменьшается количество солевых частиц, вовлекаемых внутрь флоккулы. В таблице 1 приведены результаты промышленных испытаний собирателей шламов Этомина НТ-40 и реагента КЭ-40 при переработке на предприятиях ПАО «Уралкалий» руд с различным содержанием н.о.

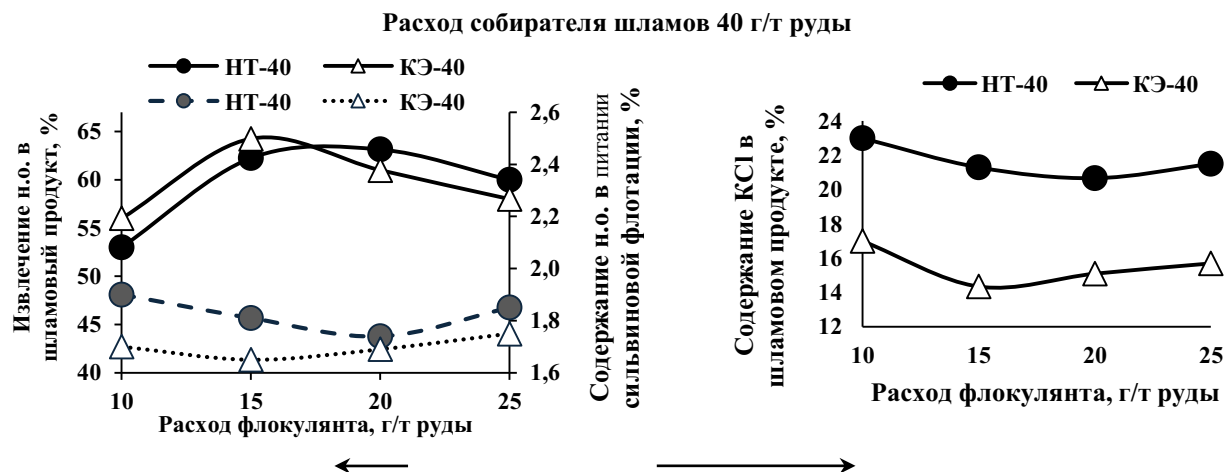


Рисунок 1. Показатели проведения обесшламливания руды при расходе в качестве собирателя шламов оксиэтилированного амина (НТ-40) и карданола (КЭ-40).

Промышленные испытания подтвердили результаты лабораторных исследований и показали более низкое содержание хлористого калия в шламовом продукте с одновременным улучшением показателей сильвиновой флотации при применении в качестве собирателя шламов оксиэтилированного кардамона.

Таблица 1 - Результаты промышленных испытаний применения КЭ-40 на флотационных калийных фабриках с различным содержанием н.о. в руде

Показатель	Содержание н.о. в руде, %				
	4,40		3,60		
Собиратель шламов	КЭ-40	НТ-40	КЭ-40	НТ-40	
Сгущённый шламовый продукт	КС1	11,40	13,10	17,08	17,60
Галитовые отходы	КС1	1,95	2,00	2,21	2,40
Готовый продукт	КС1	95,70	95,80	96,00	96,00

В качестве реагента-депрессора шламов в настоящее время применяется мочевиноформальдегидная смола КС-МФ производства ООО «Метадинеа», получаемая с применением в качестве модифицирующей добавки полиэтиленполиамин и содержащая 1-1,5% свободного формальдегида.

Были проведены исследования влияния количества и типа модифицирующих добавок на эффективность действия депрессоров шламов и содержание в них свободного формальдегида. При определенном количестве полиэтиленполиамин на ПАО «Уралхимпласт» был получен реагент К6-79 (производство ПАО Уралхимпласт) [2] с уменьшенным до 0,5% содержанием свободного формальдегида. Также были

проведены исследования эффективности действия в качестве депрессора шламов мочевиноформальдегидной смолы с применением в качестве модифицирующей добавки аминспиртов и содержанием свободного формальдегида не более 0,5% - реагент КС-МД (производства ЗАО Химсинтез) [3].

На рисунке 2 приведены результаты лабораторных флотационных исследований депрессоров К6-79 и КС-МД по сравнению с депрессором КС-МФ.

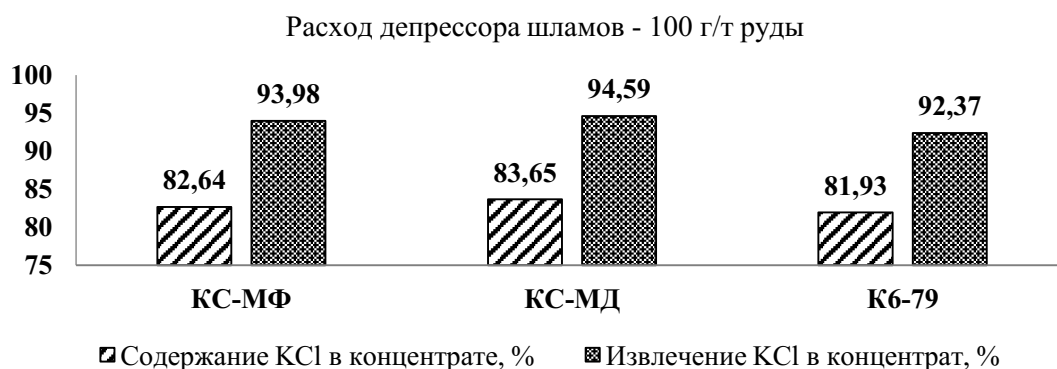


Рисунок 2. Зависимость содержания КСl в концентрате и извлечения КСl в концентрат флотации сильвина от типа депрессора шламов.

Сравнительные промышленные испытания депрессоров шламов КС-МФ, К-6-79 и КС-МД показали возможность достижения сравнимых технологических показателей работы фабрики (таблица 2).

Таблица 2 – Результаты промышленных испытаний депрессоров шламов К6-79 и КС-МД

Показатель		Содержание н.о. в руде, %			
		4,6			
Депрессор шламов		КС-МФ	КС-МД	К6-79	
Расход депрессора шламов, г/т готового продукта		640	644	642	
Расход амина, г/т готового продукта		108	93	102	
Галитовые отходы	Содержание, %	КСl	2,0	1,9	1,9
Готовый продукт		КСl	95,9	96,0	96,1

На основании результатов, проведенных лабораторных и промышленных испытаний исследованные реагенты приняты для промышленного применения в качестве альтернативных при обогащении калийной руды на ПАО «Уралкалий».

Выводы

1. Проведенными исследованиями и опытно-промышленными испытаниями показано, что применение в качестве собирателя шламов оксиэтилированного карданола позволяет обеспечить эффективную флотацию шламов при меньшем расходе флокулянта и как следствие этого с улучшенной селективностью процесса.
2. Мочевиноформальдегидные смолы К6-79 и КС-МД обеспечивают эффективную флотацию сильвина и приняты в качестве альтернативных реагентов при

переработке калийных руд Верхнекамского месторождения.

3. Разработанные составы депрессоров шламов КС-МД и К6-79 позволяет уменьшить содержание свободного формальдегида в реагенте до 0,5% и менее, что улучшает санитарные условия их применения.
4. Синтез депрессора КС-МД осуществляется с применением в качестве модифицирующей добавки не дефицитных аминоспиртов.

Список использованных источников

1. Титков С.Н., Афолина Е.И., Алиферова С.Н. Способ флотационного обогащения калийных руд. Патент № 2744327 от 24.03.2020.
 2. Алиферова С.Н., Конобеевских А.В., Титков С.Н. и др. Способ флотационного обогащения калийных руд. Патент № 2808146 от 17.01.2023.
 3. Алиферова С.Н., Конобеевских А.В., Титков С.Н. и др. Способ флотационного обогащения калийных руд. Патент № 2799552 от 06.07.2023.
-

Improvement of potash ore processing technology - new flotation reagents

Titkov S.N., Konobeevskih A.V., Afonina E.I., Aliferova S.N., Teleshev D.K.

The results of studies of the influence of the composition of sludge collectors and depressors on the performance of flotation enrichment of potassium ores of the Verkhnekamsk potassium-magnesium salts deposit are presented.

**ФЛОТАЦИОННЫЕ И КОМПЛЕКСООБРАЗУЮЩИЕ СВОЙСТВА
БИФУНКЦИОНАЛЬНЫХ АЗОТСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ**

Е.А. Базарова, Г.В. Митрофанова

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: e.bazarova@ksc.ru

Проведено исследование комплексообразующих, поверхностно-активных и флотационных свойств синтезированного в лаборатории реагента ФК. Определено оптимальное соотношение ФК и бутилового ксантогената в собирательной смеси, при котором наблюдается синергизм действия в процессе флотации.

Вопрос расширения ассортимента реагентов-собирателей для флотации сульфидных руд является особенно актуальным при вовлечении в переработку тонковкрапленных и сложных по минеральному составу руд.

В последнее время все большее внимание привлекают реагенты, способные образовывать хелатные соединения с ионами цветных металлов [1, 2]. Способность соединений с азотсодержащими группировками связывать ионы переходных металлов в растворе [3] позволяет говорить о возможности образования поверхностных комплексных соединений с ионами кристаллической решетки сульфидных минералов.

Известно, что наличие двух функциональных группировок в молекуле реагента

определяет их способность образовывать прочные внутрикомплексные соединения, а также способствует дополнительному специфичному взаимодействию с минеральной поверхностью.

Таким образом, в качестве комплексообразующего реагента был рассмотрен и синтезирован азотсодержащий реагент ФК с углеводородным радикалом R, где R = -C₄H₉, путем раскрытия ангидридного кольца под действием нуклеофильного агента. Для подтверждения процесса комплексообразования был синтезирован комплекс реагента с медью и идентифицирован с помощью ИК-спектроскопии.

На спектре реагента ФК присутствуют характерные полосы в области 2400-2500 см⁻¹, соответствующие колебаниям карбоксильной группы, связанной водородными связями. В области 3120 и 3300 см⁻¹ лежат полосы, соответствующие колебаниям первичной амидной группы NH₂ [5]. Изменение характера пика в области 3200-3400 см⁻¹ и отсутствие полос в области 2400-2500 см⁻¹ на спектре комплекса с медью говорит об образовании связей с металлом. Также наблюдается и смещение, и изменение характера полос амидной группы I и II в области 1600-1680 см⁻¹.

Оценку поверхностной активности смесей, основанных на различных массовых соотношениях исследуемого реагента и ксантогената (Кх), на границе «газ-жидкость» проводили тензиометрически согласно методике, описанной в работе [4]. Критические концентрации мицеллообразования (ККМ) определяли по перегибам кривых на изотермах поверхностного натяжения.

Для термодинамического описания процесса мицеллообразования был использован подход Рубена и Розена, согласно которому молекулярные взаимодействия между двумя поверхностно-активными веществами (ПАВ) в смешанных мицеллах описываются так называемым параметром β_m [6], который является количественной характеристикой таких взаимодействий. Если рассчитанный параметр β_m удовлетворяет двум условиям: β_m < 0 и |β_m| > |ln(C₁/C₂)|, можно говорить о синергизме действия компонентов бинарного раствора. Вычисленные параметры представлены в таблице 1. Здесь α₁ их x₁^m – доля ФК в растворе и в мицелле, соответственно.

Таблица 1 – Характеристики смешанного мицеллообразования в бинарных растворах

α ₁	ККМ смеси, моль/л	x ₁ ^m	β _m	ln(C ₁ /C ₂)
ФК – Кх				
0,3	4,49·10 ⁻¹	0,53	-0,62	-1,01
0,5	3,48·10 ⁻¹	0,67	-0,97	
0,7	2,96·10 ⁻¹	0,77	-1,27	

Из полученных данных видно, что мицеллы обогащены реагентом ФК, но, поскольку разница в значениях ККМ ФК и Кх небольшая, отличие состава мицеллы от состава раствора не столь значительно. Параметр β_m удовлетворяет второму условию только при α₁(ФК) = 0,7. Также стоит отметить, что более выгодно образование мицелл

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

из растворов с мольной долей ФК 0,5 и 0,7.

Для подтверждения проявления синергизма проведены флотационные испытания на пробе тонковкрапленной медно-никелевой руды (содержание Ni и Cu 0,495 и 0,211%, соответственно).

Таблица 2 – Технологические показатели получения чернового медно-никелевого концентрата

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Ni	Cu	Ni	Cu
Базовый опыт: Кх - 298 г/т, Af - 123 г/т					
Черновой к-т	53,88	0,784	0,335	85,36	89,25
Хвосты	46,12	0,157	0,047	14,64	10,75
Исходный	100,00	0,495	0,202	100,00	100,00
ФК/Кх = 30/70					
Черновой к-т	51,11	0,887	0,348	85,68	89,86
Хвосты	48,89	0,155	0,041	14,32	10,14
Исходный	100,00	0,529	0,198	100,0	100,0
ФК/Кх = 50/50					
Черновой к-т	55,15	0,844	0,318	86,50	90,27
Хвосты	44,85	0,162	0,042	13,50	9,73
Исходный	100,00	0,538	0,194	100,0	100,0
ФК/Кх = 70/30					
Черновой к-т	52,56	0,895	0,358	86,34	90,44
Хвосты	47,44	0,157	0,042	13,66	9,56
Исходный	100,00	0,545	0,208	100,0	100,0

Ввиду невысокой поверхностной активности как ксантогената, так и ФК, в состав смеси вводили бутиловый аэрофлот (Af), выполняющий функцию пенообразующего собирателя и в традиционном режиме флотации медно-никелевых руд. Общий расход собирателей составил 298 г/т, расход Af – 123 г/т. Были рассмотрены смеси ксантогената с ФК в различных соотношениях, результаты представлены в таблице 2.

Из результатов таблицы видно, что наиболее ярко синергизм совместного действия проявляется при соотношениях ФК/Кх 50/50 и 70/30 мас.% – прирост извлечения никеля в черновой концентрат составил 1,14 и 0,98%, соответственно. Также стоит отметить, что содержание никеля и меди в хвостах флотации сравнимо с традиционным реагентным режимом.

Таким образом, можно сказать, что комплексообразующий реагент ФК с двумя функциональными группировками кислотного и основного характера можно рассматривать в качестве дополнительного реагента-собирателя для флотации медно-никелевых руд.

Список использованных источников

1. Черноусенко Е.В., Каменева Ю.С. Использование реагентов-собирателей Tecflote при флотации медно-никелевых руд // ФТПРПИ. – 2021. – № 6. – С.150-161.
2. Buckley A.N., Denman J.A., Hope G.A. The Adsorption of n-Octanohydroxamate Collector on Cu and Fe Oxide Minerals Investigated by Static Secondary Ion Mass Spectrometry // Minerals.

- 2012. – № 2. – P.493-515.
3. Трошанин Н.В., Бычкова Т.И., Неклюдов В.В. и др. Гомо- и гетеролигандные комплексные соединения меди(II) с гидразидами некоторых ароматических кислот и l-гистидином // Журнал неорганической химии. – 2020. – Т. 65. – № 1. – С.56-64.
 4. Базарова Е.А., Митрофанова Г.В. Синергизм сульфгидрильных и комплексообразующих собирателей в процессе флотации медно-никелевых руд // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2023), 02-05 октября 2023 г. – Москва: Материалы международной конференции. – С.275 – 278.
 5. Mayo D., Miller F., Hannah R. Notes on the Interpretation of Infrared and Raman Spectra. Chapter 8: Amides, Carboxylate Ion, and C–O Single Bonds Course / D. Mayo, F. Miller, R. Hannah. – USA: Wiley, 2004. – P.205-215.
 6. Rosen M.J., Zhou Q. Molecular Interactions of Surfactants in Mixed Monolayers at the Air/Aqueous Solution Interface and in Mixed Micelles in Aqueous Media: The Regular Solution Approach // Langmuir, 2003, 19. – P.4555 – 4562.
-

Flotation and complexing properties of bifunctional nitrogen-containing collectors

Bazarova E.A., Mitrofanova G.V.

A study of the complexing, surfactant and flotation properties of the FC reagent synthesized in the laboratory was carried out. The optimal ratio of the FC reagent and butyl xanthate in the collecting mixture was determined, at which a synergistic effect is observed.

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ ЭМУЛЬСИЙ АПОЛЯРНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ С УЧЕТОМ ПОВЕРХНОСТНОГО НАТЯЖЕНИЯ*

А.В. Афанасова, Е.А. Лушина

Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II (СПГУ),
Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: afanasya_av@pers.spmi.ru, lushina_ea@mail.ru

В работе представлены результаты исследования количественных характеристик эмульсии, таких как поверхностное натяжение на границе раздела жидкость-газ и динамическая вязкость, для обоснования состава эмульсии аполярного собирателя в растворе ПАВ, обеспечивающего синергетический эффект от комбинации пенообразователя и собирателя при флотации.

Россия обладает значительными запасами углеродсодержащего сырья, характеризующегося различным содержанием и молекулярной структурой углеродистой составляющей, представляющего собой сырье не только для применения в энергетической промышленности, но также перспективный источник редких и благородных металлов, таких как Ti, Ni, V, Ge, Rb, Re, Mo и др. как в рассеянной форме,

* Работа выполнена при поддержке Государственного задания Исследование термодинамических процессов Земли с позиции генезиса углеводородов на больших глубинах шифр FSRW-2024-0008

так и в виде геохимических комплексов и типоморфных ассоциаций. К углеродистому сырью относятся как углеродистые благороднометалльные руды, уголь, шунгитовые породы и копорская свита, так и золошлаковые отходы. Содержание ценных компонентов, в последних может превышать промышленно-значимые в несколько раз, что делает актуальной задачу разработки новых технологических решений переработки углеродистого сырья для их извлечения.

Высокая сорбционная активность органической составляющей предопределяет его возможность концентрировать в себе минеральные включения и микроэлементы, что с учетом склонности к ошламованию в процессах рудоподготовки и природной гидрофобности углеродистой составляющей позволяет использовать флотационное обогащение для концентрирования ценных компонентов в пенном продукте.

Флотация минералов и сырья, обладающего природной гидрофобностью, осуществляется с применением аполярных собирателей, не содержащих в своем составе солидофильной группы, к которым относится дизельное топливо, керосин, веретенное масло, трансформаторной и соляровое масла и др. Эффективность закрепления собирателя на поверхности частиц зависит от диспергированности реагента в объеме пульпы при флотации, в связи с чем аполярные собиратели целесообразно подавать в пульпу в виде эмульсии. В качестве эмульгатора при создании эмульсии для повышения устойчивости дисперсной системы возможно использование растворов ПАВ, в том числе реагентов группы пенообразователи.

Возможность использования в качестве составляющей дисперсной системы при эмульгировании пенообразователей обусловлена необходимостью применения их при флотационном обогащении с целью повышения степени дисперсности собирателя в объеме пульпы и образования с собирателем на поверхности минералов комплексов, разрывающих гидратную прослойку между пузырьком воздуха и частицей, что дает возможность использования синергетического эффекта комбинации пенообразователя и собирателя при их объединении в виде эмульсии. В качестве количественных характеристик эмульсии возможно использование значений поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость-газ и значения динамической вязкости.

Таким образом, целью представленной работы являлось установление закономерностей изменения значений поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость-газ в совокупности со значением динамической вязкости для эмульсии аполярного собирателя в растворе пенообразователя с целью обоснования ее композиционного состава.

Определение значения поверхностного натяжения для образцов проводилось с помощью автоматического тензиометра DCAT 9 методом отрыва кольца Дю Нуи. Определение значения динамической вязкости проводилось с применением вибрационного вискозиметра SV-10. В качестве аполярного собирателя был использован керосин ТС-1, в качестве пенообразователя использован оксиэтилированный нонилфенол (Неонол АФ 9-12).

На рисунке 1 представлены результаты исследования изменений значений

поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость-газ для компонентов эмульсии и эмульсии керосина в растворе пенообразователя при соотношении аполярного собирателя к пенообразователю 20:80, в том числе при разных концентрациях пенообразователя.

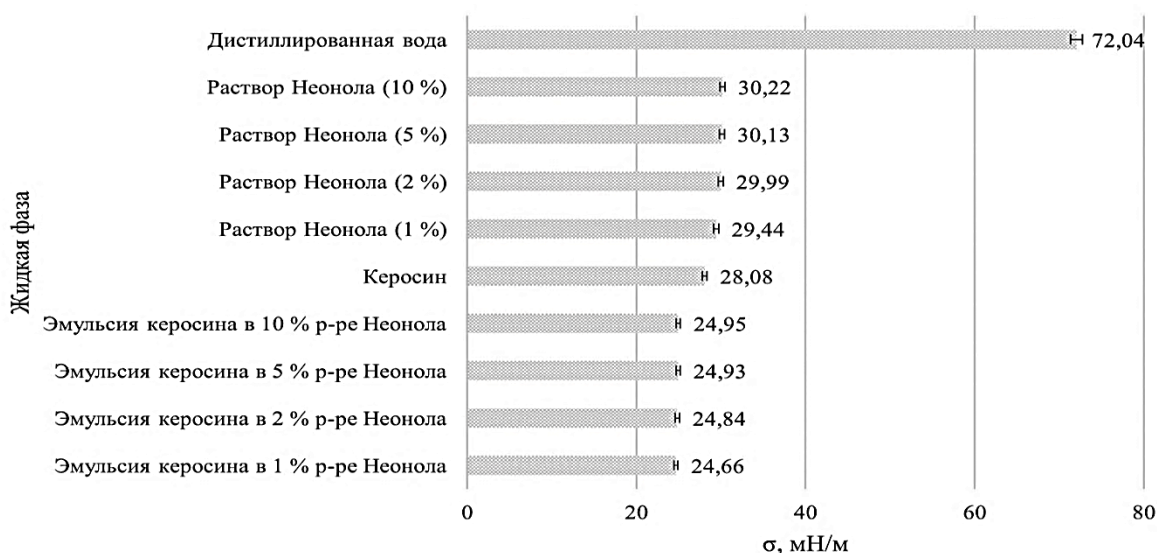


Рисунок 1. Результаты исследования изменения значений поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость-газ для компонентов эмульсии и эмульсии керосина в растворе пенообразователя

Интерпретация результатов, представленных на рисунке 1 позволяет установить, что значение поверхностного натяжения для керосина и дистиллированной воды коррелируется со справочными данными и составляет соответственно 28,08 мН/м и 72,04 мН/м. Уменьшение концентрации пенообразователя с 10% до 1% приводит к снижению значения поверхностного натяжения с 30,22 мН/м до 29,44 мН/м.

Аналогичные закономерности отмечаются для эмульсий: при уменьшении концентрации раствора пенообразователя значение поверхностного натяжения на границе раздела эмульсия-газ уменьшается с 24,95 мН/м до 24,66 мН/м. Полученные закономерности позволяют обосновать возможность применения для флотации эмульсии керосина в 1% растворе Неонола АФ 9-12 при соотношении аполярного собирателя к пенообразователю 20:80, как дисперсной системы с минимальным значением поверхностного натяжения, равным 24,66 мН/м. Дальнейшее снижение концентрации пенообразователя может привести к его недостаточному расходу при флотации и недостаточному пенообразованию в присутствии аполярного собирателя.

На рисунке 2 представлены результаты исследования изменения значений динамической вязкости для компонентов эмульсии и эмульсии керосина в растворе пенообразователя при соотношении аполярного собирателя к пенообразователю 20:80 при разных концентрациях раствора пенообразователя.



Рисунок 2. Результаты исследования изменения значений динамической вязкости для компонентов эмульсии и эмульсии керосина в растворе пенообразователя

Анализ результатов, представленных на рисунке 2, позволяет определить значение показателя динамической вязкости дистиллированной воды и керосина соответствующие 1,01 мПа·с и 1,49 мПа·с, что согласуется со справочными данными. Уменьшение концентрации пенообразователя с 10% до 1% в составе эмульсии керосина приводит к уменьшению значения динамической вязкости с 1,82 мПа·с до 1,15 мПа·с, характер закономерности аналогичен изменению значения поверхностного натяжения.

Таким образом, анализ полученных закономерностей изменения значений поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость-газ и динамической вязкости позволяют обосновать применение для флотации эмульсии керосина в 1% растворе Неонола АФ 9-12 при соотношении аполярного собирателя к пенообразователю 20:80.

Полученные количественные характеристики позволяют предположить возможность синергетического эффекта комбинации пенообразователя и собирателя при их объединении в виде эмульсии за счет повышения степени дисперсности собирателя в объеме пульпы и образования с собирателем на поверхности минералов комплексов, разрывающих гидратную прослойку между пузырьком воздуха и частицей, что позволит получить высококачественные концентраты.

Justification of the composition of the emulsion of apolar collector in the solution of sas with regard to surface tension

Afanasova A.V., Lushina E.A.

The paper presents the results of the study of quantitative emulsion characteristics, such as surface tension at the liquid-gas interface and dynamic viscosity, to substantiate the emulsion composition of apolar collector in SAS solution, providing a synergistic effect of the combination of frothing agent and collector in flotation.

ОБ УПРАВЛЕНИИ КАЧЕСТВОМ КОНЦЕНТРАТА МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОГО СЕПАРАТОРА

В.С. Масленников, А.С. Опалев

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: v.maslennikov@ksc.ru

В статье описывается основание для системы управления качеством концентрата МГ-сепарации. Показана закономерность изменения магнитной восприимчивости концентрата от содержания в нем магнитного железа. Получена аналитическая зависимость между качеством концентрата, его плотностью и магнитной проницаемостью.

Процесс МГ-сепарации основан на разделении магнетитсодержащих минеральных комплексов в восходящих водных потоках при воздействии на ферросуспензию постоянным магнитным полем низкой напряженности. Управление этим процессом осуществляется регулированием скорости восходящего потока и напряженности магнитного поля. При этом до сих пор не существует какой-либо системы, которая могла бы сама на основе показаний различных датчиков изменять эти характеристики так, чтобы сепарация шла стабильно вне зависимости от качества питания.

В данной работе на уровне лабораторного исследования была изучена возможность определения качества концентрата МГ-сепарации путем физического моделирования процесса протекания суспензии и снятия показаний промышленного датчика магнитной проницаемости. В качестве показаний плотномера было взято известное содержание твердого в суспензии.

Вначале были подготовлены сами исследуемые материалы – 5 навесок, в которых в качестве продукта МГ-сепарации был взят концентрат Оленегорского ГОКа. Остальные 4 материала являются искусственными смесями на его основе, которые были подготовлены путем смешивания магнетита и пустой породы в виде песка кварца в пропорции с шагом в 20% по массе первого. После формирования навесок, из них были отобраны образцы на химический анализ и на исследование прибором BartingtonMSG, измеряющим магнитную восприимчивость. Полученные данные указаны в таблице 1.

Таблица 1 – Характеристики исследуемых материалов

Номер навески	Массовая доля К, %	Содержание железа магнитного β	Магнитная восприимчивость χ
1	20	12,72	0,2542
2	40	26,04	0,6355
3	60	38,28	1,2545
4	80	52,66	2,2164
5	100	65,70	3,6658

По данным таблицы 1 были построены графики зависимости и описывающие их кривые, представленные на рисунке 1.

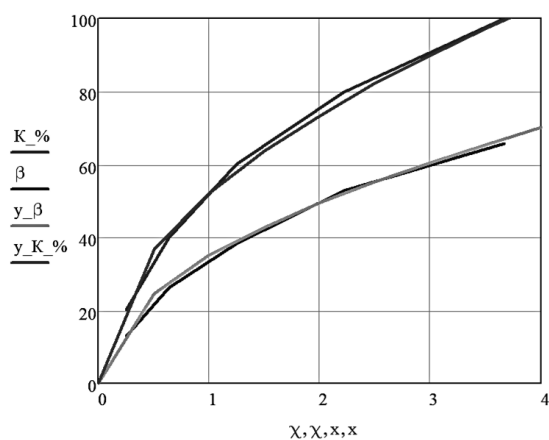


Рисунок 1. График зависимости содержания β от магнитной восприимчивости χ

Согласно рисунку 1, каждый график представляет собой ветвь параболы, которая описывается уравнением $a\sqrt{\chi}$. Было замечено, что множитель a близок по значению к максимальному содержанию магнитного железа в навеске. На основе этого выведена эмпирическая зависимость качества концентрата от магнитной восприимчивости:

$$\beta = \frac{X + \beta_k}{2} \cdot \sqrt{\chi}, \quad (1)$$

где β – содержание магнитного железа в исследуемой пробе, X – поправочный коэффициент для конкретного материала (в данном случае $X=2,93$), β_k – значение желаемого качества концентрата, χ – магнитная восприимчивость продукта.

После были проведены опыты на простой опытной установке, состоящей из химического стакана, промышленного датчика и регулируемой мешалки с электроприводом. Она представлена на рисунке 2.

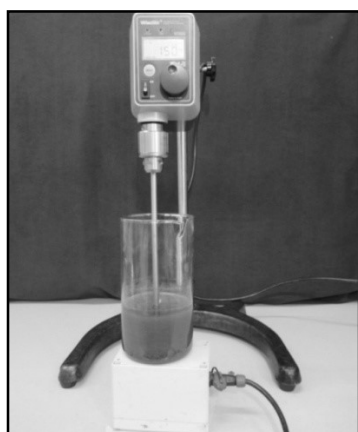


Рисунок 2. Опытная установка

Используемый промышленный датчик магнитной проницаемости имеет максимальную дальность чувствительности в 50 мм, что составляет столб воды в примерно 330 мл в используемой емкости. Исходя из этого, были выбрана следующая методика проведения эксперимента: в емкость к примерно 330 мл воды постепенно по 50 граммов засыпается навеска и подаются обороты на мешалку таким образом, чтоб все частицы находились во взвеси. После каждого этапа фиксируются показания

промышленного датчика. По итогу эксперимента были получены данные, представленные в таблице 2.

Таблица 2 – Показания промышленного датчика r от массы и качества навески.

Номер навески	Масса навески, г							
	50	100	150	200	250	300	350	400
	Показания датчика r							
1	8,8	11,4	12,2	14,4	15,2	15,5	15,8	16
2	17,7	18,6	19,9	20,9	21,7	22,5	23,1	23,3
3	35,1	36,7	37,3	37,6	38	39,7	42	42,5
4	36,5	41,3	43,6	44,7	47,9	52,2	55,6	58,3
5	43,6	54,5	57,5	61,2	65,7	70,4	75,5	78,5

Также было рассчитано содержание твердого. Как и планировалось, оно имеет одинаковое значение для каждой из навесок в каждом из этапов эксперимента, что показано в таблице 3.

По данным из таблиц 2 и 3 были построены графики зависимости качества концентрата от показаний промышленного датчика магнитной проницаемости и плотномера, а также описывающие их кривые.

Таблица 3 - Содержание твердого

Номер навески	Масса воды, г	Масса навески, г							
		50	100	150	200	250	300	350	400
		Содержание твердого, доля							
1	334,74	0,13	0,23	0,309	0,374	0,428	0,473	0,511	0,544
2	334	0,13	0,23	0,31	0,375	0,428	0,473	0,512	0,545
3	336,6	0,129	0,229	0,308	0,373	0,426	0,471	0,51	0,543
4	330,98	0,131	0,232	0,312	0,377	0,43	0,475	0,514	0,547
5	334,91	0,13	0,23	0,309	0,374	0,427	0,473	0,511	0,544

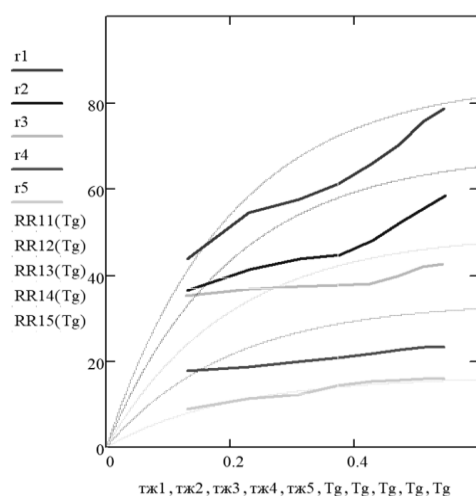


Рисунок 3. График зависимости качества концентрата от содержания твердого и показаний промышленного датчика

Уже по данному графику можно оценить качество получаемого продукта МГ-сепарации. Так, низкое содержание твердого ($T : Ж$) и высокое показание датчика (r) сигнализируют о высоком качестве концентрата, в обратном случае получаемый

продукт можно охарактеризовать лишь как богатыми хвостами.

После подбора коэффициентов, была выведена аналитическая зависимость качества концентрата МГ-сепарации от показаний промышленного датчика магнитной проницаемости и плотномера, представленная ниже:

$$\beta = \frac{R}{1,3 \cdot (1 - e^{-5 \cdot Tg})}, \quad (2)$$

где R – показание промышленного датчика, Tg – содержание твердого, β – качество концентрата.

About the quality management of the magnetic gravity separator concentrate

Maslennikov V.S., Opalev A.S.

The article describes the foundation for the MG separation concentrate quality control system. The pattern of changes in the magnetic susceptibility of the concentrate from the assay of magnetic iron in it is shown. An analytical correlation between the quality of the concentrate, its density and magnetic permeability is obtained.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО МАТЕРИАЛА НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ МОДИФИЦИРОВАННЫХ РЕАГЕНТОВ И ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ МЕТОДОВ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ВОДНО-ДИСПЕРСНЫХ СИСТЕМ

Е.Г. Коваленко, А.Д. Бабушкина, В.А. Чуть-Ды

Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный,
Республика Саха (Якутия), Российская Федерация

Рассмотрено и обосновано применение новых реагентов собирателей, способов акустической, тепловой, электрохимической и реагентной обработки водно-минеральных дисперсных систем, а также схем и режимов замкнутого водооборота для повышения эффективности пенной сепарации алмазов.

Важным направлением повышения эффективности пенной сепарации алмазов является оптимизация фракционного состава собирателей, в качестве которых традиционно используются различные нефтепродукты. При выборе состава собирателей решается задача, как увеличения извлечения алмазов, так и сокращения расхода и стоимости реагентов.

Для повышения собирательной способности мазутов М-40 и Ф-5 было предложено перевести смоло-асфальтовую фракцию из грубодисперсного состояния в форму коллоидного или истинного раствора добавками легких фракций нефтепереработки. Исследования закономерностей формирования структуры собирателя показали, что при разбавлении мазута Ф-5 на 10-14% и мазута М-40 на 20 и 30% происходит диспергирование и растворение смоло-асфальтовых агрегатов и кристаллов.

Компаундные собиратели вышеуказанного состава характеризуются увеличением доли собирателя, закрепившегося, на поверхности алмазов, и существенном повышении их флотуемости.

Результаты стендовых испытаний на установке пенной сепарации, работающей в близком к промышленному режиму (расход собирателя 1000 г/т, расход бутилового аэрофлота 50 г/т, расход вспенивателя – 150 г/т), показали, что при использовании компаундных собирателей на основе мазута Ф-5 при температуре 24⁰С достигается извлечение алмазов 80–83,9% при высокой селективности (таблица 1).

Таблица 1 - Основные технологические показатели пенной сепарации с применением собирателей оптимального состава

№	Применяемый собиратель	Температура, °С	Извлечение алмазов в концентрат, %	Выход кимберлита в концентрат, %	Селективность, %
3	Мазут Ф-5	24	79,4	1,7	77,19
5	Собиратель КМ-10 (10% диз. фракции)	24	81,7	1,9	79,23
6	Собиратель КМ-14 (14% диз. фракции)	24	83,9	2,9	80,13

Для решения задачи восстановления природной гидрофобности и флотуемости алмазов, с учетом существенного вклада шламов, было исследовано применение акустической активации и тепловой обработки.

При проведении лабораторных опытов проводили акустическую (ультразвуковую) обработку на установке ИЛ 100-6/1 в течение 1-2 мин. После удаления избытка водной фазы со шламовой фракцией в пробу добавляли реагенты (мазут и аэрофлот) и проводили перемешивание пробы с реагентами в течение 2-х минут.

Результаты анализа показали, что совместное применение тепловой и ультразвуковой обработки приводит к уменьшению доли поверхности алмазов с минеральными покрытиями в 1,8-4,2 раза.

Исследование реагентных способов интенсификации обесшламливания алмазов путем кондиционирования питания пенной сепарации показало эффективность использования полифосфата натрия, оксиэтилендифосфоновой кислоты (ОЭДФ), а также метасиликата натрия. Результаты рентгеноэлектронного спектрального анализа показали, что использование реагентов-диспергаторов позволяет уменьшить поверхностную концентрацию компонентов минеральных загрязнений в 1,3-1,5 раза и способствует удалению шламов с поверхности алмазов.

Наилучшие технологические результаты достигаются при одновременном применении ультразвуковой оттирки и добавок в водную фазу оксиэтилендифосфоновой кислоты. Результаты опытов показали, что сочетание ультразвуковой и тепловой обработки при добавках реагента – диспергаторов шламов ОЭДФ обеспечивает заметный прирост извлечения алмазов (таблица 2).

Таблица 2 – Влияние ультразвуковой (УЗО) и тепловой обработки, добавок оксиэтилидендифосфоновой кислоты (ОЭДФ) на результаты пенной сепарации

№	Режим обработки			Извлечение в концентрат, %	
	продолжительность УЗО, с	температура, °С	Концентрация ОЭДФ, мг/л	алмазов	кимберлита
1	-	24	-	82,5	0,86
2	30	24	-	87,5	0,65
3	30	85	-	92,5	0,59
4	30	24	100	90,0	0,39
5	30	85	100	92,5	0,60
6	60	24	100	90,0	0,40
7	60	85	200	90,0	0,33

Существенных эффектом гидрофобизации и повышения флотиремости алмазов обладает сочетание теплового и электрохимического кондиционирования *исходного питания и оборотной воды цикла пенной сепарации*. Для оценки эффективности была апробирована схема, включающая нагрев питания пенной сепарации перед операцией кондиционирования флотационных реагентов и последующее использование накопленного тепла в операциях кондиционирования питания пенной сепарации с реагентами и непосредственно технологического процесса пенной сепарации.

Флотационные эксперименты проводились с применением электрохимической технологии кондиционирования оборотной воды в бездиафрагменном режиме. Электрохимическое кондиционирования проводились при плотности тока 100 А/м^2 и расходе электричества $1,5 \text{ кВтч/м}^3$. Результаты показали, что совмещение тепловой и электрохимической технологии обеспечивает повышение извлечения гидрофилизированных алмазов на 49% и природно-гидрофобных алмазов на 18%. Проведенными полупромышленными испытаниями показано, что применение режима интенсификации процесса пенной сепарации с применением тепловой обработки пульпы (1-2 мин, температура 80-86°С) и электрохимической бездиафрагменной обработки оборотной воды ($I = 175 - 200 \text{ А/м}^2$, $Q = 1,2-1,5 \text{ кВтч/м}^3$) позволяет повысить извлечение алмазов из класса +0,5 – 2 мм в среднем на 5%.

Опыты по пенной сепарации подтвердили результаты экспериментов по исследования влияния температуры на эффективность взаимодействия алмазов с собирателем и показали, что поддержание температуры среды в операции кондиционирования алмазосодержащего продукта с собирателем до 30-40°С приводит к повышению извлечения алмазов на 6,2-7,3% (таблица 3).

Для достижения максимального результата целесообразно наряду с термическим кондиционированием питания цикла пенной сепарации проводить дополнительный подогрев пульпы в операции кондиционирования питания пенной сепарации. Апробирование выбранных температурных на автоматизированной установке пенной сепарации показали, что извлечение алмазов в концентрат, достигнутое при проведении процесса при подогреве среды в операции кондиционирования до 34°С и при

температуре процесса пенной сепарации 24°C превышают соответствующие значения извлечений в контрольном опыте при температуре среды в операции кондиционирования и пенной сепарации 14°C на 3,5%.

Таблица 3 - Изменение извлечений алмаза и кимберлита в операции пенной сепарации при увеличении температуры в операции кондиционирования с собирателем

№	Температура среды, °С	Извлечение при флотации, %	
		алмаз	кимберлит
1	14 (тез теплового кондиционирования)	79,1	1,7
2	24	83,6	1,7
3	30	85,3	1,7
4	40	86,4	1,6
5	50	85,0	1,6

По результатам укрупненных исследований на автоматизированной установке, для циклов пенной сепарации на обогатительных фабриках АК «Алроса» был рекомендован температурный режим операций цикла пенной сепарации, предполагающий поддержание температуры в операции тепловой обработки исходного питания 85-90°C, в операции кондиционирования с собирателем – 30-35°C, в операции пенной сепарации 20-24°C. Ключевым параметром эффективности процесса пенной сепарации является *степень замыкания водооборота*, определяющая уровень накопления в водной фазе обогатительных процессов растворимых солей, шламов и флотационных реагентов.

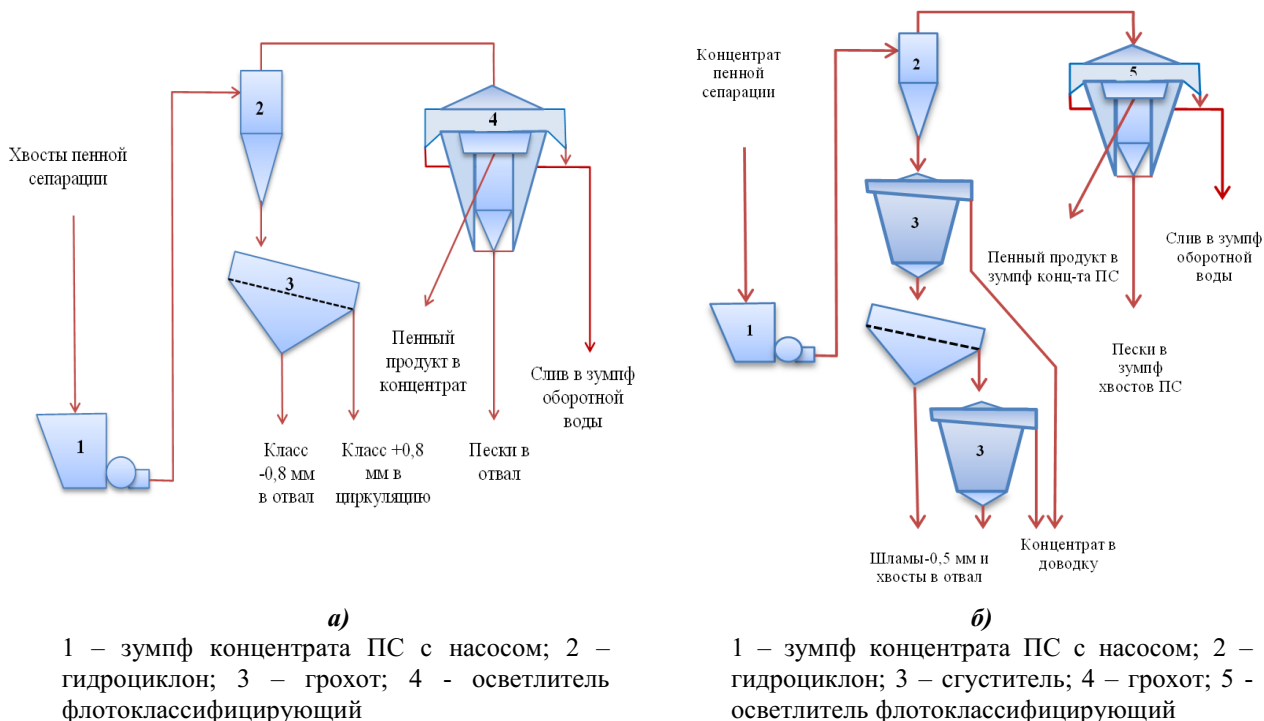


Рисунок. Схема обесшламливания оборотной воды концентрата пенной сепарации

Результаты моделирования и исследования показали, что замыкание схемы водооборота от 60 до 80-90% ведет к нарастанию концентрации реагентов на 25-40%,

что позволяет снизить расходы реагентов на 10-15%. Однако показано, что при этом происходит нарастание концентрации шламов на 180%, что вызывает увеличение потерь алмазов на 4,9%. В предложенном режиме и схеме для эффективного обесшламливания оборотной воды пенной сепарации было предложено использовать операцию гидроциклонирования в сочетании с флотогравитационным осветлением в трехпродуктовом осветлителе ОФГ. Разработанные схемы обесшламливания оборотной воды (рисунок) прошли промышленные испытания и внедрены на обогатительной фабрике №3 Мирнинского ГОКа.

Применение разработанных схем и режимов позволяет в 2 раза уменьшить концентрацию шламов в оборотной воде. Достигнутое снижение концентрации шламов позволило уменьшить расход свежей воды в операцию пенной сепарации и довести степень замыкания водооборота до 85%. За счет таких изменений удалось снизить расходы флотационных реагентов на 7-10% и повысить извлечение алмазов в концентрат на 1,2%.

Modern directions for increasing the efficiency of foam separation of diamond-containing material based on the use of modified reagents and physicochemical methods for conditioning water-dispersed systems

Kovalenko E.G., Babushkina A.D., Chut-Dy V.A.

The use of new collector reagents, methods of acoustic, thermal, electrochemical and reagent treatment of water-mineral dispersed systems, as well as schemes and modes of closed water circulation to increase the efficiency of foam separation of diamonds is considered and justified.

**РАЗРАБОТКА МЕТОДИК ИЗМЕРЕНИЯ АМИНОСОДЕРЖАЩИХ
ФЛОТОРЕАГЕНТОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВЕННО-ЭКОЛОГИЧЕСКОГО
КОНТРОЛЯ И МОНИТОРИНГА**

О.Ю. Поперечникова¹, А.И. Крылов², А.Ю.Иванова², Б.В. Бала¹, Н.А. Юрлова¹

¹АО "Научно-проектное объединение "РИВС", Санкт-Петербург, Российская Федерация
e-mail:nadezhda.yurlova@mail.ru

²ВНИИМ им. Д.И. Менделеева, Санкт-Петербург, Российская Федерация

Представлены методические разработки по определению аминсодержащих флотореагентов (собирателей) на основе алифатических алкоксиаминов в технологических средах и продуктах обогащения железорудного сырья с целью обеспечения аналитического контроля технологических процессов, экологического контроля и мониторинга. Показано, что для экспресс- и скринингового анализа может быть использована спектрофотометрическая методика измерения (МИ) катионных аминсодержащих поверхностно-активных веществ. Для достижения большей достоверности измерения алкоксиаминов и в арбитражных случаях разработана МИ на основе газохроматографического метода.

Во флотационном обогащении железорудного сырья (ЖРС), а также во флотационном дообогащении железных концентратов, наиболее эффективны аминоксодержащие флотореагенты (собиратели) (АС-Ф) [1-4].

С ростом спроса во всем мире на железосодержащие суперконцентраты потребление аминоксодержащих собирателей увеличивается. Амины при попадании в окружающую среду (ОС) с продуктами флотации могут кумулироваться в почве, в грунтовых водах, что приводит к накоплению АС-Фи продуктов их разложения в ОС [4]. Согласно закону 7-ФЗ «Об охране окружающей среды» предприятия, оказывающие негативное воздействие на ОС, должны осуществлять производственный экологический контроль (ПЭК)/производственный экологический мониторинг (ПЭМ) по ГОСТ Р 56062-2014. В рамках ПЭК/ПЭМ проводят эколого-аналитические измерения (ЭАИ) состояния и загрязнения ОС. Для контроля загрязнения ОС по 102-ФЗ используют методики измерений (МИ) показателей загрязнения ОС, которые должны быть аттестованы или стандартизованы в соответствии с требованиями ГОСТ Р 8.563-2009. В случае отсутствия МИ необходимо их разработать (валидировать и верифицировать) и провести метрологическую аттестацию МИ на содержание загрязняющих веществ (ЗВ) в газообразной, жидкой и твердой средах.

Некоторые горнодобывающие предприятия РФ и зарубежных стран производят железосодержащую продукцию по флотационной технологии обогащения с конца 20 века с применением высокотоксичных аминов [5-7]. Однако производственный и экологический контроль по содержанию этих аминов в технологических продуктах и объектах окружающей среды не проводился, отсутствовали аттестованные методики по их обнаружению в ОС, измерению концентрации. Необходимость такого контроля стала особенно актуальной для предприятий:

- ✓ внедряющих новую для этих предприятий технологию,
- ✓ при прохождении государственной, в том числе экологической, экспертизы,
- ✓ для отчетов предприятия в природоохранные организации.

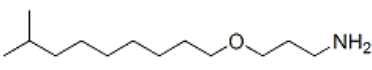
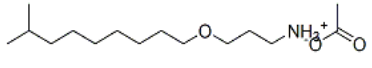
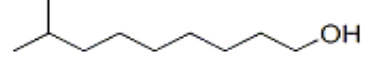
До проведения настоящих исследований в РФ отсутствовали аттестованные методики измерения аминоксодержащих флотореагентов.

Цель настоящей работы – выполнение комплексной оценки состава и свойств исследуемых флотореагентов (на основе алифатических алкоксаминов), обоснование выбора адекватных методов измерений их содержания в твердых и жидких/водных средах, разработка и метрологическая аттестация МИ.

В качестве объектов исследований были выбраны реагенты-собиратели на основе алифатических алкоксаминов различного производства. Сведения о торговых марках, составе и производителях флотореагентов представлены в таблице.

Согласно информации таблицы – основными компонентами всех композиций являются 3-изодецилоксипропиламин и его ацетат. В этом случае для выполнения разработки методик следовало ориентироваться на методы, позволяющие проводить измерения именно аминной части, которая для всех представленных флотореагентов тождественна.

Таблица – Качественный и количественный состав флотореагентов Tomamine M-4213, Flotigam EDA и Feiying: TG-928

Компонент	CAS No	Структурная формула	Массовая доля компонента, %		
			Tomamine M-4213 ¹⁾	Flotigam EDA ²⁾	Feiying: TG-928 ³⁾
3-Изодецилокси-пропиламин	30113-45-2		65	53-47	50-80%
3-Изодецилокси-пропиламин ацетат	28701-67-9		30	47-53	30-40%
Изодеканалкиловый спирт (изодеканол)	68526-85-2		-	-	2-6%
Прочее	-		-	-	0-2%

¹⁾ Производитель - Air Products and Chemicals, США

²⁾ Производитель - Clariant, Швейцария

³⁾ Производитель - YantaiYingXiangChemicalCo. Ltd, КНР

При выборе методов определения базового компонента необходимо было учитывать, что, с точки зрения дальнейшего практического их использования, целесообразно иметь в распоряжении сравнительно простую методику для экспрессного выполнения рутинного анализа. При необходимости уточнения полученных результатов, выполнении арбитражных измерений или измерений в целях государственного контроля требуется разработка более точной и селективной МИ. Перспективными методами в этом смысле можно было бы считать фотометрию (по аналогии с измерением поверхностно-активных веществ (ПАВ) как таковых) – для рутинной методики, а для селективной методики – хроматографию, предпочтительно газовую.

Для идентификации компонентов флотореагентов был проведен анализ методом, сочетающим газовую хроматографию и масс-спектрометрию (ГХ-МС). Метод предполагает регистрацию масс-спектров хроматографируемых компонентов и последующее сравнение их с масс-спектрами из библиотеки NIST 14 [8]. При выборе метода анализа необходимо было учитывать сложность анализируемых объектов, обусловленную наличием в них, наряду с аминоксодержащим флотореагентом, значительного количества примесей различного характера, имеющих как природное, так и производственное происхождение, которые могут влиять на процедуру измерений. С этой точки зрения хроматографический метод обладает безусловным преимуществом, поскольку, при правильно подобранных условиях, позволяет отделить примеси от исследуемого соединения.

Была разработана комплексная МИ содержания аминоксодержащего флотореагента в водных и твердых средах, основанная на извлечении (экстракции) флотореагента из

анализируемой матрицы (твердая либо жидкая/водная среда), концентрировании экстракта и его анализе методом газовой хроматографии с пламенно-ионизационным детектором (ГХ-ПИД). Схема выполнения измерений представлена на рисунке.



Рисунок. Схема выполнения измерений методом ГХ-ПИД

Одновременно с газохроматографической методикой выполняли разработку более простой, не требующей специального дорогостоящего оборудования, методики экспрессного определения аминоксодержащих флотореагентов, пригодной для реализации в условиях заводских лабораторий. В основу методики был положен экстракционно-спектрофотометрический метод (СФ), используемый в анализе аминоксодержащих катионных поверхностно-активных веществ (КПАВ) [9-10]. Метод основан на образовании окрашенного комплекса метилоранж–амин с последующей его экстракцией хлороформом и фотометрическим определением.

Было показано в эксперименте, что СФ методика применима для измерения флотореагентов на основе алифатических аминов. Таким образом, можно сделать вывод, что вещества, содержащие аминоксодержащую группу, вступают одинаково в реакцию и определяются совместно, что делает возможным применение методики только к суммарному содержанию аминоксодержащих КПАВ в объектах окружающей среды. Определение же индивидуальных веществ возможно по данной методике только для технологических процессов, где точно и заранее известно, какой флотореагент будет использоваться. Для набора и обработки статистических данных и последующей метрологической аттестации разработанных ГХ и СФ методик были выполнены все необходимые исследования и эксперименты согласно ГОСТ Р 8.563-2009, ГОСТ Р ИСО 5725-6-2002. Разработанные методики внесены в Федеральный информационный фонд «Аршин»: ФР.1.31.2023.45723 (газохроматографическая) [11], ФР.1.31.2023.45724 [12] (фотометрическая), и, в принципе, пригодны для измерений других марок флотореагентов на основе алифатических алкоксамминов и их солей (АС-Ф) после

проведения их валидации. Использование разработанных методик для ПЭК/ПЭМ позволяет своевременно корректировать природоохранные мероприятия и минимизировать попадание токсичных веществ в ОС от продуктов флотации железосодержащих руд.

Список использованных источников

1. Araujo A.C., Viana P.R.M., Peres A.E.C Reagents in iron ores flotation // Miner. Eng. 2005. Vol.18. P. 219–224.
 2. Filippov L.O., Filippova I.V., Severov V.V. The use of collectors mixture in the reverse cationic flotation of magnetite ore: The role of Fe-bearing silicates // Miner. Eng. 2010. Vol. 23.P. 91–98.
 3. Suman S.K., Kumar S. Reverse flotation studies on iron ore slime by the synergistic effect of cationic collectors // Sep. Sci. Technol. 2019, 55. P. 1–13.
 4. Wang X., Liu W., Duan H., Liu W. Degradation mechanism study of amine collectors in Fenton process by quantitative structure-activity relationship analysis // Physicochem. Probl. Miner. Process. 2018. Vol. 54. Iss.3. P. 713-721.
 5. Исмагилов Р.И., Козуб А.В., Гридасов И.Н. и др. Современные направления повышения эффективности переработки железистых кварцитов на примере АО "Михайловский ГОК им. А.В. Варичева" // Горная промышленность. 2020. № 4 С.98-103.
 6. Исмагилов Р.И. и др. Инновационная технология производства железорудных суперконцентратов для производства DRI окатышей // Материалы международной конференции. Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья. Плаксинские чтения. 2023. С. 6-20.
 7. Xiaolong Zhang, Xiaotian Gu, Yuexin Han, Parra-Álvarez N. et al. Flotation of Iron Ores: A Review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2021. V. 42. Iss. 3. P. 184–212
 8. NIST Mass Spectral Library 2014 //Библиотека Американского института стандартов и технологий. 2014.
 9. Живописцев В.П. Пашков Г.Л. Селезнева Е.А. // Патент № SU 381975. 1973.
 10. Дендюк Т. В. // Патент № SU 1396015 1988.
 11. МИ 243/18-2022. Методика содержания флотореагентов на основе алифатических алкоксиаминов и их солей в водных и твердых средах методом газовой хроматографии. СПб., 2023. 22 с.
 12. МИ 243/17-2022. Методика измерений содержания флотореагентов на основе алифатических алкоксиаминов и их солей, относящихся к группе катионных поверхностно-активных веществ в водных и твердых средах спектрофотометрическим методом. СПб., 2023. 27 с.
-

Development of methods for measuring amino-containing flotation reagents for industrial and environmental control and monitoring

Poperechnikova O.Yu., Krylov A.I., Ivanova A.Yu., Bala B.V., Yurlova N.A.

Methodological developments on the determination of amino-containing flotation reagents (collectors) based on aliphatic alkoxyamines in technological media and products of iron ore enrichment in order to ensure analytical control of technological processes, environmental control and monitoring are presented. It is shown that a spectrophotometric technique for measuring (MI) cationic amino-containing surfactants can be used for express and screening analysis. In order to achieve greater reliability of measurement of alkoxyamines and in arbitration cases, an MI based on the gas chromatographic method has been developed.

ВЛИЯНИЕ МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ МОДИФИКАТОРОВ, ДОЗИРУЕМЫХ В КОЛЛЕКТИВНОМ ЦИКЛЕ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАНЫХ РУД НА КОЛЛЕКТИВНУЮ ФЛОТАЦИЮ И СЕЛЕКЦИЮ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Пье Чжо, Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация,
e-mail: bophyo1831993@gmail.com; kokyawgyi49@gmail.com; beg@misis.ru

В данной работе представлены результаты исследований влияния металлосодержащих модификаторов на флотацию сульфидов меди, цинка и пирита, входящих в медно-цинковую колчеданную руду одного из месторождений Урала и были выполнены исследования влияния двойных смесей купоросов железа и меди, дозируемых в медно-цинковый цикл флотации, на дальнейшую селективную флотацию полученного в коллективном цикле медно-цинкового концентрата.

Медно-цинковые руды Российской Федерации являются колчеданными, и труднообогатимыми [1]. Труднообогатимость руд объясняется тем, что в них содержится высокий процент пирита, который может достигать 90%. Руды характеризуются взаимопроращением минералов цинка, меди, пирита, и тонкой вкрапленностью [2]. Флотационный метод [3] обогащения является основным способом переработки колчеданных медно-цинковых руд [4]. В данном исследовании использовалась медно-цинковая колчеданная руда одного из месторождений Урала, которая характеризуется сложным вещественным составом, тонкой вкрапленностью минералов меди и особенно цинка в пирите, что предопределяет ее труднообогатимость [5].

В работе изучалось влияние металлосодержащих модификаторов поверхности сульфидных минералов тяжелых цветных металлов, таких как железный, цинковый и медный купоросы и их двойных и тройных смесей на флотацию медно-цинковой колчеданной руды [5] и представлены результаты исследований действия смеси железного и медного купоросов, дозируемых в коллективном цикле флотации медно-цинковых руд на селективную флотацию медно-цинковых концентратов.

В исследовании использовалось следующее оборудование: лабораторная щековая дробилка ДЩ 80x150, лабораторные шаровые мельницы МШЛ-7 и МШЛ-1, лабораторная механическая флотационная машина МЕХАНОБР с объемом камеры 3000 см³, лабораторная механическая флотационная машина ФЛ 137 с объемом камеры 500 см³ и рентгенофлуоресцентный анализатор ElvaX для анализа продуктов обогащения.

Реагенты, используемые в коллективном медно-цинковом цикле флотации: известь, железный, цинковый и медный купоросы, бутиловый ксантогенат калия, сосновое масло. В десорбции коллективного концентрата – сернистый натрий и

активированный уголь; в селективной флотации – известь, сернистый натрий и цинковый купорос.

Схема коллективной флотации включает: измельчение руды до содержания класса $-0,074+0$ мм 75-80%; флотацию I (медную флотацию); флотацию II (медно-цинковую флотацию). Коллективный медно-цинковый концентрат доизмельчен с использованием лабораторной барабанной мельницы (МШЛ-1), и медно-пиритная флотация проводилась в лабораторной флотационной машине 137 фл. Схема коллективной флотации медно-цинковой руды представлена на рисунке 1.

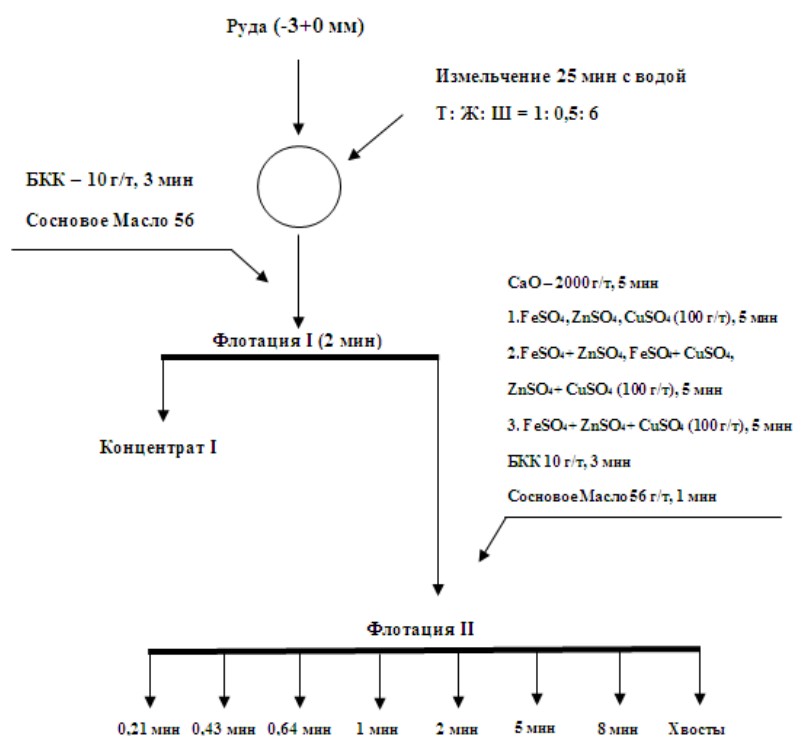


Рисунок 1. Схема коллективной флотации медно-цинковой руды

Коллективную флотацию проводят в следующем порядке.

В первой серии опытов во флотацию I дозируется собиратель – бутиловый ксантогенат калия, БКК 10 г/т (3 минуты агитации), пенообразователь – сосновое масло 56 г/т (1 минута агитации) после чего ведется флотация I в течение 2 минут. Затем во флотацию II дозируется регулятор среды - известь 2000 г/т (5 минут агитации), и один из купоросов железа, цинка или меди с расходом 100 г/т каждого (5 минут агитация). После этого дозируется собиратель – БКК 10 г/т (3 минуты агитации) и пенообразователь – сосновое масло 56 г/т (1 минута агитации) и ведется флотация II. Во второй серии опытов при том же реагентном режиме флотации I, во флотацию II дозируются смеси купоросов железа и цинка, железа и меди, меди и цинка при их общем расходе в смеси 100 г/т. В третьей серии опытов во флотацию II дозируются тройные смеси купоросов железа, цинка и меди при том же общем расходе 100 г/т. Конечные продукты флотаций после сушки и взвешивания анализировались на содержание в них меди и железа рентгенофлуоресцентным методом на анализаторе ElvaX.

В соответствии с результатами, наибольшая активация флотации меди и цинка наблюдается при дозировании во флотацию II смеси железного и медного купоросов. При дозировании во флотацию II смеси железного и медного купоросов в их смеси $FeSO_4 - 25г/м + CuSO_4 - 75г/м$ извлечение меди в концентрат флотации II составляет 90.1%, а цинка – 46.6%, или суммарное извлечение меди и цинка в концентрат достигает 136.7% или на 24% больше по сравнению с суммарным извлечением тех же металлов в концентрат, полученный без добавки указанных модификаторов во флотацию II. Однако, максимальное извлечение меди в концентрат наблюдается при дозировании той же смеси модификаторов, но при ее составе $FeSO_4 (50 г/м) + CuSO_4 (50 г/м)$. В этом случае извлечение меди в концентрат составило 93.2%, а цинка 36.7% (суммарно – 129.9%). Другие смеси, хотя и активируют флотацию минералов меди и цинка, но с меньшим эффектом.

Проба медно-цинковой колчеданной руды размером -50+0 мм дробилась до крупности -3 мм с помощью лабораторной щековой дробилки ДЩ 80x150. После дробления руда усреднялась и из дробленой пробы формировались частные пробы массой 1000 г, которые измельчались в лабораторной шаровой мельнице МШЛ-7 до крупности 80% класса -0,074 мм и флотировались. Средние массовые доли меди и цинка в частных пробах руды составили $0.69 \pm 0.09\%$ и $1.30 \pm 0.18\%$. Конкретные расходы реагентов указаны на схемах рисунков 1 и 2.

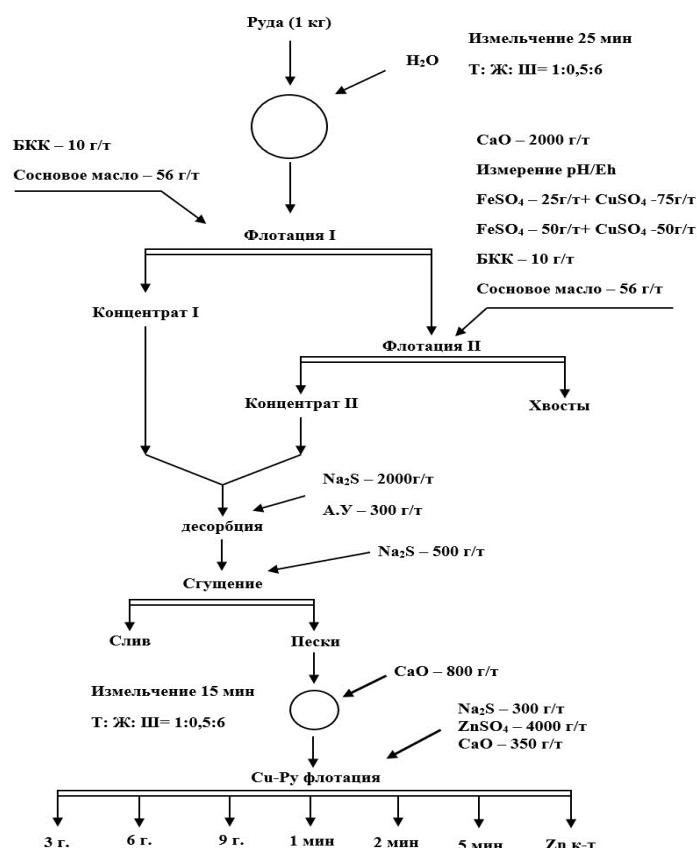


Рисунок 2. Схема селективной флотации медно-цинковой руды

В работе было испытано два реагентных режима флотации.

При первом реагентном режиме, во флотацию I (флотация наиболее флотоактивных фракций минералов меди, цинка и пирита) дозировался собиратель – бутиловый ксантогенат калия, БКК (10 г/т, 3 минуты агитации), пенообразователь – сосновое масло (56 г/т, 1 минута агитации) после чего велась флотация I в течение 2 минут.

Затем во флотацию II (медно-цинковая флотация), питанием которой являлись хвосты флотации I, дозировался регулятор среды - известь (2000 г/т, 5 минут агитации), и смесь железного и медного купороса в разных относительных долях, при расходе смеси 100 г/т (5 минут агитации). После этого дозировался собиратель – БКК (10 г/т, 3 минуты агитации) и пенообразователь – сосновое масло (56 г/т, 1 минута агитации) и велась флотация II. Конечным продуктом медно-цинкового цикла флотации явились объединенный концентрат флотаций I и II (основной медно-цинковый концентрат) и отвальные хвосты. Далее основной медно-цинковый концентрат направлялся на десорбцию собирателя с поверхности сфлотированных в него сульфидов сернистым натрием (2 часа, 2000 г/т) с добавлением активированного угля (300 г/т), а затем сгущался в течение 18-ти часов с добавлением сернистого натрия (500 г/т). После десорбции и сгущения, коллективный концентрат доизмельчался с добавлением в мельницу извести (800 г/т) в течение 15 минут, а затем обрабатывался сернистым натрием (300 г/т), цинковым купоросом (4000 г/т) и известью (350 г/т). Далее проводилась медно-пиритная флотация с получением основных медно-пиритного концентрата пенным и цинкового концентрата камерным продуктами.

Отличие второго реагентного режима от первого заключалось в том, что в селективную флотацию основного коллективного медно-цинкового концентрата помимо указанных выше реагентов, добавлялся бутиловый ксантогенат калия (2 г/т).

При первом реагентном режиме флотации, введение реагентов-модификаторов флотации сульфидных минералов в виде смеси железного и медного купоросов в медно-цинковый цикл флотации медно-цинковой колчеданной руды при общем расходе смеси 100 г/т существенно повышает извлечение меди в основной медно-пиритный концентрат. Так, без добавления реагентов модификаторов, извлечение меди в медно-пиритный концентрат составило 29.75% от коллективного концентрата и 23.41% - от руды. Добавление смеси железного и медного купоросов в коллективный цикл флотации привело к существенному увеличению извлечения меди от руды до 84.44% от коллективного концентрата или до 78.14% - от руды. При этом максимальные потери цинка с медно-пиритным концентратом от руды составили 8.9%.

При втором реагентном режиме флотации, дозирование собирателя в медно-пиритную флотацию в опытах с применением смеси железного и медного купоросов так же привело к росту извлечения меди в медно-пиритный концентрат. При расходах железного и медного купоросов в коллективный цикл флотации 25 г/т и 75 г/т такой прирост составил 18.3%, а при расходах тех же купоросов 50 г/т и 50 г/т – 3.5%.

Таким образом, введение в рецептуру реагентного режима коллективного цикла

флотации медно-цинковой колчеданной руды смеси железного и медного купоросов с указанными выше расходами не только существенно повышает извлечение меди и цинка в коллективный медно-цинковый концентрат, но и положительно сказывается на его селективности.

Список использованных источников

1. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т.2.: Минерально-сырьевая база полезных ископаемых. Обогащение руд цветных металлов, руд и россыпей редких металлов. – М.: Руда и металлы. - 2007. – С. 156 – 170.
 2. Бочаров В.А., Рыскин М.Я., Поспелов Н.Д. Развитие технологии переработки медно-цинковых руд Урала // Цветные металлы. - 1979. – № 10-е. С. 105– 107.
 3. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. — М.: МГГУ, 2008. — 710 с.
 4. Чжо Зай Яа. Повышение селективности флотации колчеданных медно-цинковых руд с использованием модификаторов флотации сфалерита на основе соединений железа (II), меди (II) и цинка. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. - М.: МИСиС, 2018. С. 26.
 5. Пье Чжо Чжо и др. Действие композиции металлосодержащих модификаторов поверхности сульфидных минералов цветных тяжелых металлов при флотации медно-цинковых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2023. №11. С. 128–142.
-

The influence of metal-containing modifiers dosed into the collective flotation cycle of copper-zinc pyrite ores on the collective flotation and selection of copper-zinc concentrates

Phyoe Kyaw, Kyaw Zaya Ya, Goryachev B.E.

This paper presents the results of studies of the influence of metal-containing modifiers on the flotation of copper, zinc and pyrite sulfides included in the copper-zinc sulfide ore of one of the deposits of the Urals and studies were carried out of the influence of mixtures of iron and copper dosed into the copper-zinc flotation cycle for further selective flotation of the copper-zinc concentrate obtained in the collective cycle.

ЦЕНТРОБЕЖНАЯ СЕПАРАЦИЯ С ВОЗДУШНОЙ ТУРБУЛИЗАЦИЕЙ ПРИСТЕНОЧНОГО СЛОЯ

П.М. Пеньков, Ю.П. Морозов, Е.А. Бекчурина

Уральский государственный горный университет (УГГУ), г. Екатеринбург,
Российская Федерация, e-mail: Pavel.Penkov@m.ursmu.ru

Рассмотрены направления повышения эффективности центробежной сепарации. Проведено экспериментальное сравнение показателей гидравлической и воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса сепаратора. Показаны возможности получения богатых золотосодержащих концентратов при высоком извлечении в них золота.

Гравитационные методы остаются широко применяемыми в технологиях обогащения полезных ископаемых. Несмотря на уменьшение крупности извлекаемых

частиц, эти методы сохраняют свою актуальность, особенно в свете растущих экологических требований к технологиям. Их преимущества в области экологичности, эффективности и применимости к широкому спектру руд делают их значимыми в современных технологиях обогащения полезных ископаемых и способствуют их дальнейшему изучению и совершенствованию [1].

Развитие гравитационных методов обогащения связано с использованием процесса центробежной сепарации, который обеспечивает более высокое извлечение мелких классов золота в тяжелую фракцию.

Основным недостатком современных центробежных сепараторов является значительный расход воды на разрыхление пристеночного слоя конуса, который достигает 10 м³/т питания центробежного сепаратора [2, 3]. Кроме того, для эффективной работы центробежных сепараторов предъявляются высокие требования к чистоте воды.

Существенное снижение расхода турбулизирующей воды обеспечивается применением воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса сепаратора. Теоретически для достижения одних и тех же результатов турбулизации при использовании воздуха вместо воды давление воздуха в связи с его низкой плотностью должно быть на 1,5-2 порядка выше. Экспериментально показано, что воздушная турбулизация обеспечивает одинаковые результаты по разрыхлению материала пристеночного слоя по сравнению с гидравлической турбулизацией при давлении воздуха в 4-5 раз выше. Эффект турбулизации при более низком давлении воздуха по сравнению с теоретически необходимым обусловлен снижением плотности аэрированной воздушными пузырьками пульпы.

При реализации центробежной сепарации с воздушной турбулизацией пристеночного слоя создается вероятность выноса частиц золота из пазов сепаратора пузырьками воздуха за счет образования флотокомплексов. Теоретическим анализом флотационного эффекта в условиях воздушной турбулизации пристеночного слоя показано, что флотационный вынос частиц золота выталкиваемыми из пристеночного слоя пузырьками воздуха из-за высоких значений отрывающей центробежной силы маловероятен.

С целью обеспечения высокого качества золотосодержащего концентрата при максимальном извлечении золота реализована циркуляционно-накопительная технология [4], включающая циркуляционную концентрацию порций исходного питания с удалением в хвосты легкой фракции после заданного количества циркуляций и единовременный смыв в концентрат накопленной в пазах тяжелой фракции после пропускания заданного количества порций.

Эксперименты проведены на золотосодержащем продукте крупностью менее 0,5 мм, содержащем 100 г/т свободного золота крупностью менее 50 мкм. Масса одной порции составляла 2 кг, продолжительность циркуляции 8 минут из расчета трехкратной циркуляции хвостов, количество переработанных порций равно 10. Схема цепей аппаратов для реализации циркуляционно-накопительной технологии приведена на рисунке 1.

Выполнено сравнение результатов турбулизационной центробежной сепарации по предлагаемой технологии с технологией без реализации замкнутого цикла и режима накопления тяжелой фракции при гидравлической турбулизации пристеночного слоя. Результаты сравнения показателей приведены в таблице 1.

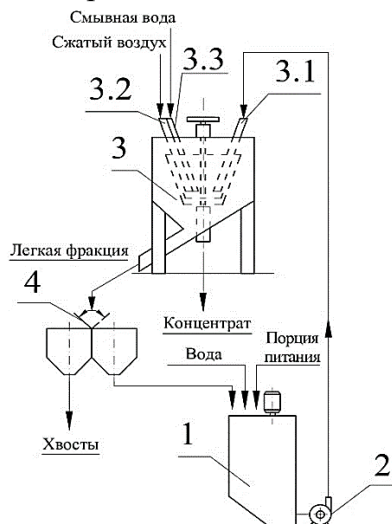


Рисунок 1. Схема цепей аппаратов для реализации циркуляционно-накопительной технологии:

1 – зумпф; 2 – насос; 3 – центробежный сепаратор: 3.1 – патрубок исходного питания; 3.2 – пневматический турбулизатор; 3.3 – гидравлический турбулизатор; 4 – переключатель потоков

Таблица 1 – Результаты сравнения показателей центробежной сепарации по известному и предлагаемому способам

Наименование показателя	Значения показателей	
	по известному способу	по предлагаемому способу
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	480	4250
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	75,8	95,0
Расход дополнительной воды, м ³ /т	3,6	0,1

Установлено, что циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя конуса сепаратора при значительном снижении расхода потребляемой воды позволяет повысить качество тяжелой фракции с 480 г/т по известному способу до 4250 г/т при повышении извлечения золота в концентрат с 75,8 до 95%.

В целом, разработанная циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя конуса раскрывает широкие возможности для дальнейшего совершенствования центробежной сепарации золотосодержащего сырья.

Список использованных источников

1. Зашихин, А.В. Гравитационные сепараторы новой конструкции // *Металлургия цветных, редких и благородных металлов: сборник докладов XVI международной конференции имени члена-корреспондента РАН Г.Л. Пашкова*, Красноярск, 2023. – С. 394-399.
2. Meng Zhou, Ozan Kökkılıç, Raymond Langlois et al. Size-by-size analysis of dry gravity separation using a 3-in. Knelson Concentrator // *Minerals Engineering*. 2016. V. 91. P. 42–54.
3. Ozan Kökkılıç, Ray Langlois, Kristian E. Waters. A design of experiments investigation into dry separation using a Knelson Concentrator // *Minerals Engineering*. 2015. Vol. 72. P. 73-86.

4. Морозов Ю.П., Пеньков П.М., Дмитриев В.Т. Исследование способа повышения технологических показателей центробежной сепарации с пневматической турбулизацией // Известия вузов. Горный журнал. 2020. №4. С. 62-69.
-

Centrifugal separation with air turbulization of the near-wall layer

Penkov P.M., Morozov Y.P., Bekchurina E.A.

The directions of increasing the efficiency of centrifugal separation are considered. The experimental comparison of indicators of material hydraulic and air turbulization in the separator cone near-wall layer is carried out. The possibilities of obtaining rich gold-containing concentrates with high recovery of gold in them are shown.

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СУСПЕНЗИИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ЧАСТИЦ МАГНЕТИТА

С.П. Остапенко, А.С. Опалев

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: s.ostapenko@ksc.ru

Установлена зависимость анизотропии формы агрегатов и магнитной восприимчивости от скорости сдвига на основе компьютерного моделирования структурно-механических свойств суспензии магнитных тонкодисперсных частиц.

Необходимость выделения микронной и субмикронной фракций полезного компонента при глубоком обогащении железных руд, а также снижения загрязнения природной среды отходами переработки, обуславливают актуальность изучения свойств тонкодисперсных частиц магнетита. Исследование структуры и взаимодействия агрегатов частиц, определяющих свойства суспензии, необходимо для прогнозирования ее магнитных свойств при изменении гидродинамических условий в разделительных операциях. Особенностью тонкодисперсных частиц является лабильность формы их агрегатов вследствие близости энергии магнитного диполь-дипольного взаимодействия и кинетической энергии [1].

Для калибровки компьютерной модели магнитной суспензии экспериментальными данными исследовались структурно-механические параметры на примере суспензии магнетита месторождений Заимандровского железорудного района. Размер агрегатов тонкодисперсных частиц магнетита определялся в равновесных условиях методом динамического рассеяния света в температурном диапазоне 10-40°C. Плотность агрегатов частиц магнетита при разных температурах определялась по характеристической вязкости суспензии [2], рассчитанной для различных скоростей сдвига. Установлено, что в равновесных условиях агрегаты представляют собой клубки, образованные цепочками из ~100 частиц магнетита.

Для изучения структурно-механических свойств суспензии разрабатывалась

имитационная компьютерная модель движения тонкодисперсных магнитных частиц в течении Куэтта при различных скоростях сдвига с временным шагом меньшим, чем интервал между их соударениями. Для этого в модельный объем с подвижной гранью для задания скорости сдвига помещались 10^2 модельных магнитных частиц и $4 \cdot 10^4$ частиц жидкости. При расчете движения частиц с учетом результатов предыдущих исследований учитывались магнитное взаимодействие частиц и отталкивание магнитных частиц и частиц жидкости, обусловленное их конечным объемом.

Расчетом показано уменьшение относительной вязкости модельной системы с увеличением скорости сдвига (рисунок).

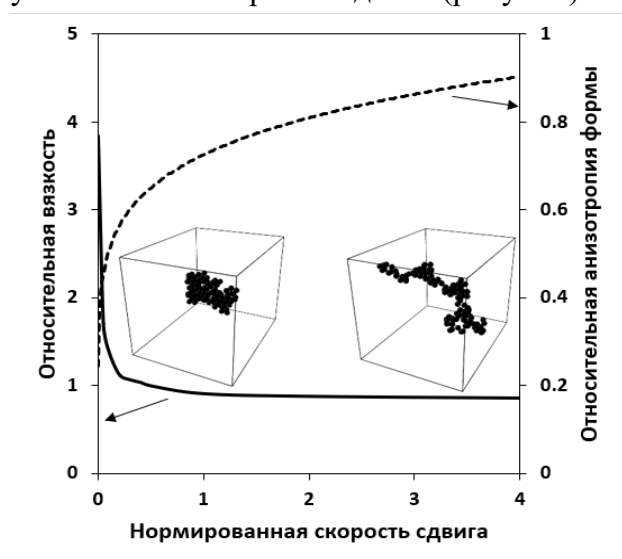


Рисунок. Расчетная зависимость вязкости суспензии и анизотропии формы агрегатов модельных частиц от скорости сдвига

Установлено, что с увеличением скорости течения суспензии агрегаты частиц деформируются вследствие лабильности, при этом анизотропия формы агрегатов изменяется от близкой к сферически симметричной в равновесных условиях и малой скорости до характерной для линейных объектов при высокой скорости (см. рисунок). При дальнейшем увеличении скорости сдвига суспензии достигается предел прочности магнитного взаимодействия частиц и происходит фрагментация агрегатов.

На основе расчетного моделирования движения агрегатов магнитных частиц в течение Куэтта установлена анизотропия начальной магнитной восприимчивости суспензии, характеризуемая антибатной зависимостью от относительной анизотропии формы агрегатов и скорости сдвига.

Разработанный методический подход к исследованию структурно-механических свойств суспензии магнитных тонкодисперсных частиц на основе компьютерного моделирования может быть использован для визуализации движения частиц в разделительных процессах и для оценки параметров суспензии, трудных для экспериментального определения.

Список использованных источников

1. Остапенко С.П., Опалев А.С. Методический подход к исследованию магнитного взаимодействия тонкодисперсных частиц в водной суспензии методом компьютерного моделирования // Горная промышленность. – 2023. – №5S. – С.142–149.

2. Ландау Л.Д., Лифшиц Е.М. Теоретическая физика. Гидродинамика - М.: Физматлит. – 2021. 736 с.

Study of structural-mechanical properties of a suspension of fine magnetite particles

Ostapenko S.P., Opalev A.S.

The dependence of the anisotropy of the shape of aggregates and magnetic susceptibility on the shear rate was established based on computer modeling of the structural and mechanical properties of a suspension of magnetic fine particles.

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Г.А. Кожевников, М.В. Курьянов

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: kozhevnikov_ga@mail.ru

Применение флотационного метода позволило повысить качество эвдиалитового концентрата, полученного по комбинированной гравитационной и магнито-электрической схеме. Экспериментально установлены рациональные режимы флотации, обеспечивающие повышение содержания эвдиалита на 7,7% (отн. % по ZrO_2) при извлечении эвдиалита около 91,26%.

В последние десятилетия одной из главных особенностей мировой и отечественной экономики стал устойчивый рост спроса на редкие и редкоземельные металлы, которые необходимы для развития высокотехнологичной индустрии. В сочетании с ограниченностью запасов и дисбалансом рынка основных минеральных ресурсов редкоземельных металлов обуславливает необходимость разработки и внедрения технологий переработки вторичных ресурсов РЗЭ: промышленных отходов (фосфогипс, бокситовый остаток, золошлаковые отходы, фосфатные хвосты), минерального сырья с низким содержанием РЗЭ (ионно-адсорбированные глины, апатиты, эвдиалитовые руды, океанические отложения) и отработанных материалов (магниты, батареи, люминофоры, лампы освещения и др.).

В России одним из перспективных источников сырья для производства циркония и редкоземельных металлов являются эвдиалитовые руды, огромные запасы которых сосредоточены в Ловозерском районе Мурманской области [1]. Эвдиалит относится к классу силикатов ($SiO_2 \sim 50\%$) со сложным химическим составом, 18 компонентов содержится в нем в количестве более 1%, содержание циркония (ZrO_2) составляет от 10,2% до 16,4%, редкоземельных элементов - 2,5%.

Произведенные на Ловозерском ГОКе опытные партии концентрата характеризуется содержанием эвдиалита 65-75%. Повышение эффективности

извлечения и качества эвдиалитового концентрата реализуется за счет использования процессов флотации взамен или в комплексе с гравитационными и магнито-электрическими схемами. Исходя из этого поиск эффективных реагентных режимов флотации для повышения качества концентрата является актуальной задачей.

Исследования возможности повышения качества эвдиалитового концентрата (полученного по комбинированной гравитационной и магнито-электрической схеме) методом флотации проводили на пробах опытной партии, измельченных до крупности менее 80 мкм и характеризующихся содержанием оксида циркония – 9,3% и суммой оксидов редкоземельных металлов около 2,4%. Основные минеральные примеси концентрата представлены полевыми шпатами, нефелином, лопаритом, эгирином и их сростками (таблица 1).

Таблица 1 – Минеральный состав эвдиалитового концентрата

Минерал	Массовая доля, %	Минерал	Массовая доля, %
Эвдиалит	71,7	Полевой шпат	2,4
Эгирин	12,3	Лопарит	0,4
Нефелин	8,9	Прочие	4,3

На основе анализа результатов исследований по использованию процесса флотации для переработки эвдиалитовых руд [2-6] были определены реагентные режимы, включающие использование в качестве реагентов-собирателей Flotisor SM 15, ЖКТМ и ИМ-50.

Исследовано влияние расхода собирателя Flotisor SM 15 на эффективность процесса флотации эвдиалитового концентрата при величине значений рН 4 и продолжительности процесса флотации 3 мин. Увеличение расхода собирателя с 120 г/т до 500 г/т (при расходе пенообразователя МИБК – 50 г/т) позволило повысить извлечение эвдиалита (ZrO_2) в пенный продукт на 45% с 20% до 65% (таблица 2). Последующее увеличение расхода Flotisor SM 15 уже не приводит к повышению извлечения эвдиалита.

В процессе определения оптимального расхода пенообразователя МИБК установлено, что увеличение расхода реагента с 50 г/т до 150 г/т обеспечивает повышение извлечения эвдиалита в пенный продукт на 18% с 65% до 83% (таблица 2). Последующее увеличение расхода пенообразователя не приводит к повышению извлечения эвдиалита.

Экспериментально установлено, что комплексное применение щавелевой кислоты и гексаметафосфата натрия в соотношении 1:2 в качестве депрессора, обеспечивает повышение селективности флотации эвдиалита и, как следствие, повышение качества концентрата. Увеличение расхода депрессора с (62.5:125 г/т) до (250:500 г/т) обеспечило снижение выхода пенного продукта на 5,7%, при повышении извлечения эвдиалита до 87% и содержания оксида циркония в концентрате на 1,2% с 9,7% до 10,9% (см. таблицу 2). Последующее увеличение расхода депрессора не обеспечивает повышение качества эвдиалитового концентрата.

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

В работе также проведены исследования изучению возможности использования реагентов ИМ-50 и ЖКТМ для повышения качества эвдиалитового концентрата методом флотации. Установлено, что использование реагентов ИМ-50 и ЖКТМ при расходах 800 г/т и 1000 г/т соответственно, позволяет повысить содержание оксида циркония в эвдиалитовом концентрате на 1% с 9,3% до 10,3% при извлечении 91,26% (см. таблицу 2).

Таблица 2 – Результаты флотации эвдиалитового концентрата

Режим флотации	Продукт	Выход, %	Содержание ZrO ₂ /эвдиалита, %	Извлечение эвдиалита (ZrO ₂), %
Flotinator SM-15 – 500 г/т МИБК – 50 г/т	концентрат	64,10	9,50/73,2	65,48
	хвосты	35,90	8,94/68,9	34,52
	исх. продукт	100,00	9,30/71,7	100,00
Flotinator SM-15 – 500 г/т МИБК – 150 г/т	концентрат	80,70	9,60/74,0	83,30
	хвосты	19,30	8,05/62,1	16,70
	исх. продукт	100,00	9,30/71,7	100,00
Flotinator SM-15 – 500 г/т МИБК – 150 г/т Щавелевая кислота: гексаметафосфат натрия – 62.5:125 г/т	концентрат	79,90	9,70/74,8	83,34
	хвосты	20,10	7,71/59,4	16,66
	исх. продукт	100,00	9,30/71,7	100,00
Flotinator SM-15 – 500 г/т МИБК – 150 г/т Щавелевая кислота: гексаметафосфат натрия – 250:500 г/т	концентрат	74,20	10,90/84,0	86,97
	хвосты	25,80	4,70/36,2	13,03
	исх. продукт	100	9,30/71,7	100,00
ЖКТМ - 1000 г/т ИМ-50 - 800 г/т МИБК – 150 г/т	концентрат	82,40	10,30/79,4	91,26
	хвосты	17,60	4,62/35,6	8,74
	исх. продукт	100	9,30/71,7	100

Использование щавелевой кислоты и гексаметафосфата натрия (при расходах от 62.5 г/т до 500 г/т) в качестве депрессоров минералов пустой породы в комбинации с собирателями ИМ-50 и ЖКТМ не обеспечило повышение качества эвдиалитового концентрата.

Заключение. Таким образом, в процессе исследований экспериментально установлен реагентный режим флотации, обеспечивающий наиболее эффективное повышение качества эвдиалитового концентрата (на 7,7%) при максимальном (91,26%) извлечении эвдиалита: расход собирателей ЖКТМ – 1000 г/т, ИМ-50 – 800 г/т, пенообразователя МИБК – 150 г/т.

Список использованных источников

1. Бортников Н.С. Основание минерально-сырьевой базы Центральной и Восточной Сибири //Месторождения стратегических и высокотехнологических металлов Российской Федерации: закономерности размещения, условия формирования, инновационные

- технологии прогноза освоения. ИГЕМ РАН, 2020. С. 221-314.
2. Найфонов Т.Б., Белобородов В.И., Захарова И.Б. Флотационное обогащение комплексных титановых и циркониевых руд. Апатиты: КНЦ РАН, 1994. -156 с.
 3. Захарова И. Б., Найфонов Т. Б. Флотация эвдиалита из руды. // Обогащение руд. — 1973. — № 5. — С. 23 – 25.
 4. Stark, T., Silin, I. & Wotruba, H. Mineral Processing of Eudialyte Ore from Norra Kärr. J. Sustain. Metall. 3, 32–38. 2017.
 5. Silin, I.; Gürsel, D.; Büchter, C.; Weitkämper, L.; Wotruba, H. Recovery of Catapleiite and Eudialyte from Non-Magnetic Fraction of Eudialyte ore Processing of Norra Kärr Deposit. Minerals 2022, 12, 19.
 6. Christopher Marion, Ronghao Li, Kristian E. Waters. A review of reagents applied to rare-earth mineral flotation / Advances in Colloid and Interface Science. 2020. P. 279.
-

Substantiation of effective flotation regimes to improve the quality of eudialyte concentrate

Kozhevnikov G.A., Kuryanov M.V.

The application of the flotation method allowed to improve the quality of the eudialyte concentrate obtained using a combined gravitational and magneto-electric scheme. Rational flotation regimes have been experimentally established, ensuring an increase in the eudialyte content by 7.7% (rel. % by ZrO₂) when extracting eudialyte, about 91.26%.

ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ В СХЕМЕ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ УРАЛЬСКОГО ТИПА

Н.Б. Чинова, И.С. Синьков, С.В. Мамонов

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: Chinova_NB@umbr.ru

В статье приведены результаты исследования возможности гравитационного выведения золотосодержащего продукта из циркуляционных промпродуктов обогащения. Выполнена экономическая оценка гравитационно-флотационной технологии обогащения медно-цинковой руды.

Текущая повестка дня в области потребления драгоценных металлов устанавливает возрастающий спрос в повышении производства золота, серебра, платины и других ценных компонентов. Данный факт опосредовано влияет на поиск, изучение и внедрение альтернативных методов доизвлечения драгметаллов из руд комплексных месторождений, в которых золото и серебро являются попутными компонентами.

В данной статье приведены результаты исследования возможности гравитационного выведения золотосодержащего продукта из циркуляционных промпродуктов обогащения медно-цинковой руды месторождения Урала на основе использования центробежной концентрации.

В качестве объектов исследований приняты циркуляционные промпродукты обогащения медно-цинковой руды, представленные разгрузкой мельницы и песками гидроциклона цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата.

В работах [1-4] отмечено, что золото уральских колчеданных руд мелкое и тонкое, присутствует в двух основных видах:

- 1) микровключения (1-100 мкм) собственных минералов в сульфидах (самородное золото, обычно низкопробное, и теллуриды, реже другие сложные соединения золота);
- 2) «невидимое» (тонкодисперсное, субмикроскопическое) золото в сульфидах.

Исследуемые продукты цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата являются трудноцианируемым сырьем: при содержании класса $-0,071$ мм 97-98% из них прямым цианированием извлекается не более 17-19% золота.

Выполнены исследования по центробежному концентрированию золота и серебра из продуктов цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата по принципу матричного планирования (полного факторного эксперимента – ПФЭ) для определения наиболее эффективного режима сепарации.

Исследования по гравитационному выделению драгметаллов из продуктов цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата выполнены на центробежном концентраторе Knelson КС-МДЗ.

Анализ результатов ПФЭ показал отсутствие какого-либо влияния центробежного ускорения и расхода флюидизационной воды на технологические показатели обогащения для исследуемого промпродукта. В качестве оптимальных параметров работы концентратора КС-МДЗ приняты условия опытов «центра плана», а именно, центробежное ускорение – 90 G, расход флюидизационной воды – 3,5 л/мин.

В режиме оптимальных параметров работы центробежного концентратора КС-МДЗ выполнены эксперименты на укрупненных навесках промпродуктов. Тяжелые фракции центробежной сепарации подвергли доводочной операции на концентрационном столе СКЛ-0,2. Схема проведения опытов представлена на рисунке 1.

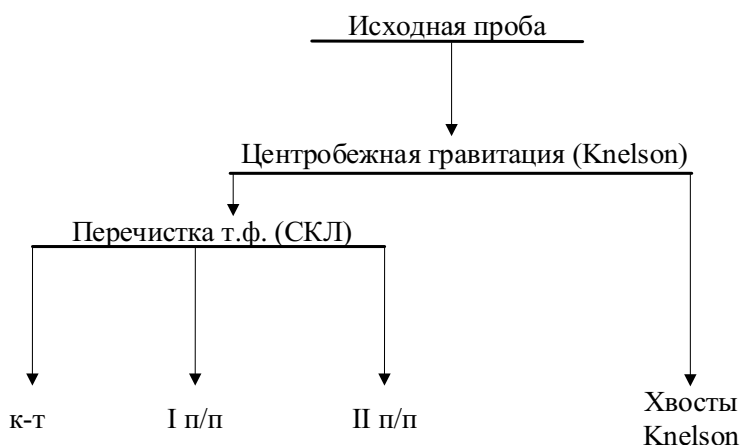


Рисунок 1. Схема проведения опыта

Результаты исследований приведены в таблице 1.

По результатам гравитационного обогащения промпродуктов цикла доизмельчения и классификации «грубого» медного концентрата отмечено, что:

- ✓ содержание золота и серебра в гравитационном концентрате, получаемом при гравитационном обогащении песков гидроциклона, составило 65,00 г/т и 11,00 г/т;
- ✓ содержание золота и серебра в гравитационном концентрате, получаемом при гравитационном обогащении разгрузки мельницы, составило 88,70 г/т и 17,00 г/т.

По результатам исследований гравитационной обогатимости промпродуктов цикла доизмельчения и классификации «грубого» медного концентрата отмечено, что для дальнейшего изучения интерес представляет разгрузка мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата.

Таблица 1 - Результаты гравитационного обогащения промпродуктов цикла доизмельчения и классификации «грубого» медного концентрата

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Золото	Серебро	Золото	Серебро
Разгрузка мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата					
Концентрат СКЛ-0,2	0,05	88,70	17,00	1,96	0,07
I п/п	0,72	11,20	11,00	3,83	0,70
II п/п	0,11	3,00	11,30	0,16	0,11
Тяжелая фракция (Концентрат) Knelson	0,88	14,29	11,36	5,95	0,88
Хвосты Knelson	99,12	2,00	11,30	94,05	99,12
Исходный продукт	100,00	2,11	11,30	100,00	100,00
Пески гидроциклона цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата					
Концентрат СКЛ-0,2	0,03	65,00	11,00	0,82	0,02
I п/п	0,79	18,80	10,40	7,65	0,72
Тяжелая фракция (Концентрат) Knelson	0,82	20,19	10,42	8,47	0,74
Хвосты Knelson	99,18	1,80	11,50	91,53	99,26
Исходный продукт	100,00	1,95	11,49	100,00	100,00

Для набора статистических данных о наличии гравитационно-извлекаемого золота в циркуляционном продукте схемы обогащения медно-цинковой руды (разгрузке мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата) проведена серия экспериментов на четырех укрупненных навесках проб, накопленных в течение десяти дней (продолжительность накопления каждой пробы) переработки руд на ОФ.

По данным количественного химического анализа содержание драгоценных металлов в накопительных пробах разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата составило:

- проба № 1: золота – 3,3 г/т, серебра – 16,15 г/т;
- проба № 2: золота – 5,8 г/т, серебра – 22,4 г/т;

– проба № 3: золота – 5,4 г/т, серебра – 18,5 г/т;

– проба № 4: золота – 3,6 г/т, серебра – 15,3 г/т.

Исследования по гравитационному обогащению накопительных проб разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата проводили по методике и схеме, приведенной на рисунке 2.

По результатам гравитационного обогащения разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата установлено:

- ✓ на пробе № 1 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 50-215 г/т, серебра – 24-69 г/т, при извлечении 8,6-9,8% и 0,6-1,0%, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 15-65;
- ✓ на пробе № 2 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 166 г/т, серебра – 85 г/т, при извлечении 15,7% и 1,7%, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 30;
- ✓ на пробе № 3 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 88 г/т, серебра – 52 г/т, при извлечении 8,7% и 1,4%, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 16;
- ✓ на пробе № 4 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 64 г/т, серебра – 26 г/т, при извлечении 13,1% и 1,0%, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 20.

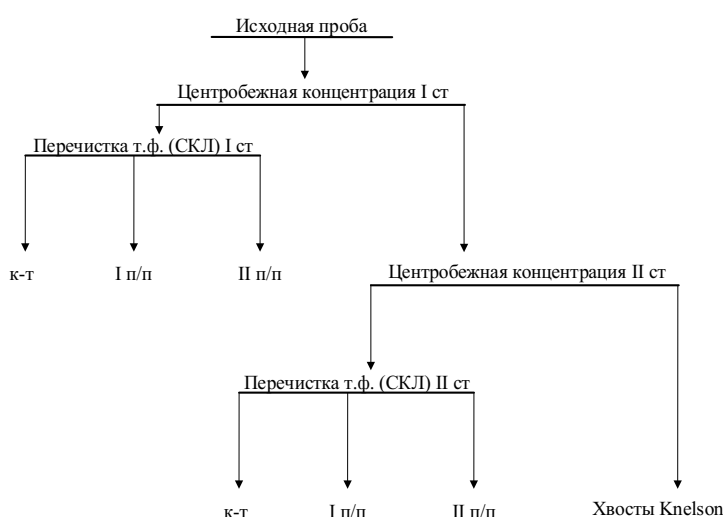


Рисунок 2. Схема проведения исследований на накопительных пробах разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата

Выполнена экономическая оценка гравитационно-флотационной технологии обогащения медно-цинковой руды с установкой центробежного концентратора в точке разгрузки мельницы доизмельчение «грубого» медного концентрата.

Реализация гравитационно-флотационной схемы позволит получить

дополнительно 6,9 кг золота в год или 55,6 кг за расчетный период эксплуатации месторождения. Общий прирост стоимости товарной продукции за период составит 387,7 млн. рублей.

Список использованных источников

1. Белогуб Е.В., Масленников В.В., Цигалов А.М. Поведение золота при обогащении руд октябрьского медно-цинково-колчеданного месторождения (Башкортостан) // Колчеданные месторождения – геология, поиски, добыча и переработка руд. Материалы Всероссийской научной конференции (V Чтения памяти С.Н. Иванова). – Екатеринбург: Институт геологии и геохимии УрО РАН. 2013. С.8-11.
 2. Морозов Ю.П. Повышение комплексности использования сульфидных руд на основе дополнительного извлечения золота. – Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2015. – 61 с.
 3. Чантурия Е.Л. Развитие теории и методов модификации технологических свойств минералов в разделительных процессах обогащения труднообогатимых руд цветных и редких металлов: дис. ... доктора техн. наук: 25.00.13. – Москва, 2006. –338 с.
 4. Мамонов С.В., Волкова С.В., Чинова Н.Б. и др. Совершенствование технологии обогащения медно-цинковой руды колчеданного месторождения уральского типа // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2023. № 3. С. 86-96.
-

Gravity methods for extraction of precious metals in the processing scheme of copper-zinc ore of the Ural type

Chinova N.B., Sinkov I.S., Mamonov S.V.

The article presents the results of a study of the possibility of gravitational removal of a gold-containing product from circulating industrial products of enrichment. An economic assessment of gravity-flotation technology for the enrichment of copper-zinc ore has been carried out.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ И ФЛОКУЛЯНТОВ В ПРОЦЕССЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ И ОСВЕТЛЕНИЯ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ В УСЛОВИЯХ ЗАМКНУТОГО ВОДООБОРОТА

В.А. Чуть-Ды, А.Л. Бабушкина, А.В. Артамонов, Т.А. Селляхова

Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный,
Республика Саха (Якутия), Российская Федерация

Результатами стендовых испытаний в схемах обогащения алмазосодержащего сырья установлена технологическая эффективность новых марок реагентов–флокулянтов анионного типа и реагентов собирателей-компанудов мазута флотского Ф-5 с дизельной фракцией, применение которых позволило в исследуемых условиях получить прирост извлечения природных алмазов в концентрат пенной сепарации на 4,5% при снижении на 9% расхода анионного флокулянта в цикле осветления оборотной воды.

На обогатительных предприятиях компании АК «АЛРОСА» для осаждения шламов в сгустителях применяются флокулянты – соединения природного или синтетического происхождения, которые связывают частицы в коллоидных растворах и разделяются по принципу действия на анионные, катионные и неионогенные [1].

В процессе сгущения происходит разделение твёрдой и жидкой фазы вследствие процесса седиментации, при котором твердые частицы оседают, а осветленная вода подается в бак приема осветленной воды для последующей подачи в технологию фабрики, в том числе в пенную сепарацию.

В настоящее время подбор эффективного флокулянта для осветления оборотных вод является актуальной задачей для обогатительных фабрик АК «АЛРОСА», так как в связи с санкционными ограничениями ведется работа по исследованию возможности использования флокулянтов нового типа отечественного и китайского производства. При этом определение эффективности новых флокулянтов определяется лабораторными и опытно-промышленными испытаниями, результаты которых приводятся в настоящей работе.

В качестве реагента-собирателя для извлечения алмазов в процессе пенной сепарации алмазосодержащего сырья в схемах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА» используется мазут флотский Ф-5 [2]. В настоящее время основными недостатками используемого являются нестабильность состава и несоответствие требованиям к реагентам-собирателям процесса пенной сепарации алмазосодержащего материала собирателей для флотации алмазов [3], а также практическое прекращение его выпуска нефтеперерабатывающими заводами.

Для решения поставленной проблемы в институтах ИПКОН РАН и «Якутнипроалмаз» выполнен комплекс исследований по выбору реагентов-собирателей, альтернативных мазуту флотскому Ф-5. По результатам исследований разработаны рекомендации на составы опытных образцов реагентов-собирателей, созданных на основе мазута флотского, для использования в процессе пенной сепарации алмазосодержащего материала в схемах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА».

С учетом вышеуказанных результатов и ранее выполненных НИР [4] цель настоящих исследований заключалась в экспериментальной проверке собирательной способности по отношению к природным алмазам рекомендованных образцов реагентов- на основе мазута флотского Ф-5, разбавленного добавками технологических продуктов-дизельной фракции (ДФ).

Исследования эффективности применения флокулянтов разных производителей выполнены на обогатительной фабрике №16 Мирнинско-Нюрбинского ГОКа. После предварительного отбора работоспособных флокулянтов (Образец 1 и Образец 2) проведены детальные опыты, включающие в себя измерение скорости осаждения взвешенных частиц через определённые интервалы времени и измерение мутности осветлённого слоя при различных дозировках реагента.

Из данных, представленных на графиках рисунков 1 и 2, видно, что показатели скорости осаждения и мутности осветленного слоя при использовании Образца 1 близки к требуемым показателям базового флокулянта.

Результатами сравнительных опытно-промышленных испытаний установлено, что

в идентичных условиях использования сохранение контрольных показателей процесса осветления, аналогичных базовому образцу, достигается при расходе нового флокулянта (образец 1) на 9% ниже, чем при расходе базового. Полученные результаты позволили рекомендовать к промышленному применению новый анионный флокулянт (образец 1) в схемах осветления оборотных вод на предприятиях АК «АЛРОСА».

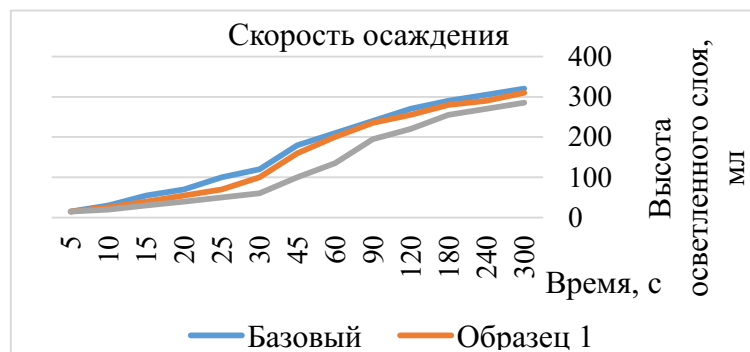


Рисунок 2. График скорости осаждения взвешенных частиц при использовании флокулянтов новых марок и базового образца

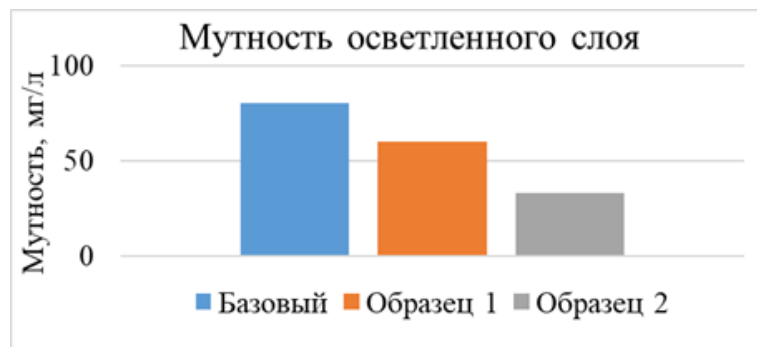


Рисунок 3. Мутность осветленного слоя, полученного при использовании флокулянтов новых марок и базового образца

Испытания выполнены на опытной установке пенной сепарации в лаборатории СФМО и ООВ института «Якутнипроалмаз», фото установки представлено на рисунке 3. Сепаратор работал при постоянных режимных параметрах и автоматическим регулированием подачи воды и воздуха. В исследованиях использованы безалмазная проба кимберлита класса -2+0,5мм и кристаллы алмазов крупностью -1,8+1,5 мм.

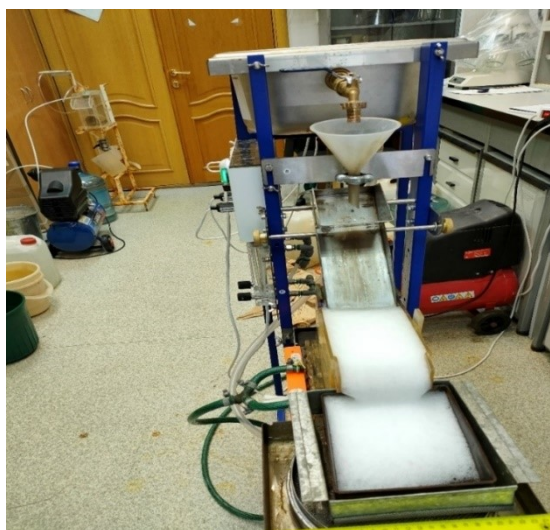


Рисунок 3. Опытный пенный сепаратор

Результаты экспериментальных исследований пенной сепарации с использованием компаундов – модифицированных реагентов собирателей на основе мазута флотского и добавок ДФ приведены в таблицах 1, 2 и на рисунке 4.

Таблица 1 - Показатели опытной пенной сепарации с использованием реагенто-компаундов на основе мазута Ф-5 и дизельной фракции

№ оп.	Описание образца реагента	Извлечение алмазов, %
4	Ф-5 исх. Из него получены разбавлением продукты №№5,6,7.	79,4
5	Ф-5 10% (разбавление 10%. ДФ)	81,7
6	Ф-5 14% (разбавление 14%. ДФ)	83,9
7	Ф-5 18% (разбавление 18%. ДФ)	80,0

Таблица 2 - Показатели опытной пенной сепарации

№	Реагент	Извлечение алмазов в концентрат, %	Масса кимберлита в концентрате, г	Выход кимберлита в концентрат, %	Селективность, %
1	Ф-5 исх.	79,4	0,516	1,7	77,19
2	Ф-5 10% ДФ	81,7	0,582	1,9	79,23
3	Ф-5 14% ДФ	83,9	0,889	2,9	80,13
4	Ф-5 18% ДФ	80,0	0,669	2,4	76,80

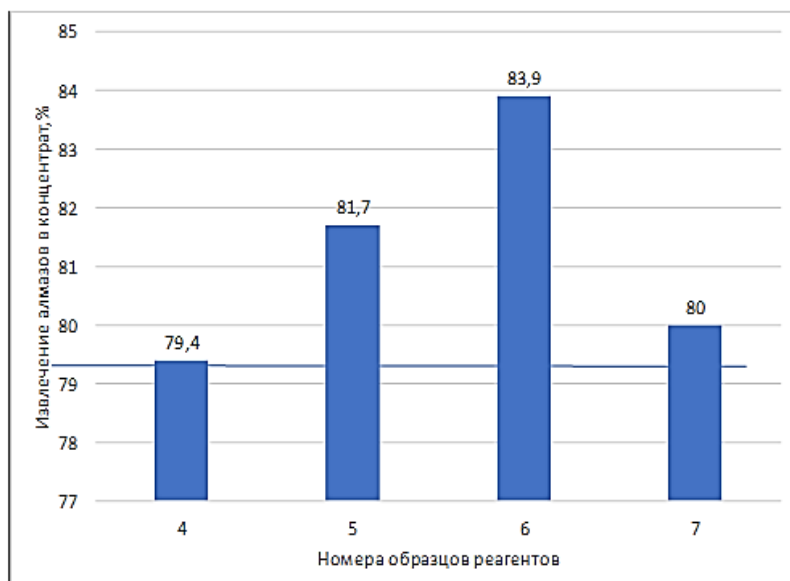


Рисунок 4. Результаты пенной сепарации алмазосодержащего материала:

4 - мазут Ф-5 исх.; 5-Ф-5 10% (разбавление 10%. ДФ); 6-Ф-5 14% (разбавление 14% ДФ); 7-Ф-5 18% (разбавление 18%. ДФ)

Результатами анализа экспериментальных исследований установлено, что наибольшей селективностью, превосходящей аналогичный показатель для реагента-мазута флотского Ф-5 характеризуются:

- №2. Ф-5 10% (разбавление 10%. ДФ);
- №3. Ф-5 14% (разбавление 14% ДФ).

На основании результатов опытной пенной сепарации полученные модифицированные реагенты на основе мазута флотского Ф-5 и дизельной фракции рекомендованы к испытаниям в промышленной схеме пенной сепарации алмазосодержащего материала на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА».

Список использованных источников

1. Применение флокулянтов в системах водного хозяйства: учебное пособие / В.И. Аксенов, Ю.В. Аникин, Ю.А. Галкин [и др.]. – Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2008. 92 с.
2. ГОСТ 10585-2013 Межгосударственный стандарт топливо нефтяное. Мазут. Технические условия
3. Межгосударственный стандарт. Нефтепродукты: Методы определения температур текучести и застывания. ГОСТ 20287-91.
4. Махрачев А.Ф. Разработка реагентов-собирателей на основе модифицированных водонефтяных эмульсий для повышения эффективности пенной сепарации алмазосодержащего сырья // автореф. дисс. к.т.н. 25.00.13 ИПКОН РАН, 2019. - 24 с.

Experimental evaluation of the efficiency of collecting reagents and flocculants in the process of foam separation of diamond-containing raw materials and clarification of circulating water under conditions of closed water circulation

Chut-Dy V.A., Babushkina A.L., Artamonov A.V., Sellyakhova T.A.

The results of bench tests in enrichment schemes for diamond-containing raw materials have established the technological efficiency of new brands of anionic-type flocculant reagents and

collector reagents - compounds of naval fuel oil F-5 with a diesel fraction. the use of which made it possible, under the conditions under study, to obtain an increase in the extraction of natural diamonds into the foam separation concentrate by 4.5% while reducing the consumption of anionic flocculant in the circulating water clarification cycle by 9%.

ПОВЫШЕНИЕ АКТИВНОСТИ ДЕЙСТВИЯ СОБИРАТЕЛЕЙ ГЛИНИСТО-СОЛЕВОГО ШЛАМА СИЛЬВИНИТОВЫХ РУД МЕТОДОМ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ

А.В. Чернышев, В.З. Пойлов

Пермский национальный исследовательский политехнический университет, кафедра
«Химические технологии» (ПНИПУ), г. Пермь, Российская Федерация
e-mail: alexcher-1997@yandex.ru

В работе показано снижение размера мицелл неионогенных собирателей глинисто-солевого шлама с повышением мощности и длительности их УЗ-обработки. Выявлено повышение сорбции обработанных ультразвуком собирателей и гидрофобности шлама. Перечисленные изменения приводят к повышению степени извлечения шлама из сильвинита.

На территории Пермского края располагается одно из крупнейших в мире Верхнекамское месторождение калийно-магниевых солей. В последнее время наблюдается устойчивая тенденция вовлечения в переработку калийных руд Верхнекамского месторождения с повышенным содержанием глинисто-солевого шлама (ГСШ) [1]. Повышение значимости флотационного способа удаления шлама обусловлено сложностью переработки тонко вкрапленных руд.

Обладая большой удельной поверхностью и повышенной катионной емкостью, ГСШ поглощают значительную часть реагента-собирателя, применяемого при флотационном обогащении сильвинита, тем самым повышая его расход, снижая извлечение ценного компонента хлорида калия (КСl) и загрязняя флотационный концентрат сильвиновой флотации. Даже небольшое присутствие глинистых шламов (содержание 0,3%) в питании сильвиновой флотации уменьшает адсорбцию аминов на КSl в 3 раза. Повышение эффективности и селективности действия собирателей, применяемых при обесшламливании сильвинитовых руд, играет важную роль при удалении шлама. Так как это ведет к сокращению потерь дорогостоящего катионного собирателя сильвина со шламом, снижению потерь сильвина с галитовым отвалом.

Среди перспективных методов повышения активности действия собирателей минералов – их предварительная ультразвуковая обработка [2-4]. Известно, что ультразвуковая обработка водных растворов собирателей приводит к диспергированию мицелл вещества под действием эффекта ультразвуковой кавитации [5, 6].

Для исследования влияния УЗ-обработки на активность действия собирателей, применяемых при флотационном обесшламливании сильвинитовых руд, были выбраны

уже применяющиеся на фабриках ПАО «Уралкалий» первичные этоксилированные амины торговой марки «Ethomeen НТ/40» и оксиэтилированные фенолы торговой марки «Неонол АФ 9-25».

Таблица 1 – Влияние УЗО раствора на размерные характеристики мицелл собирателя

Удельная мощность УЗО, Вт/см ³	Длительность УЗО, с	«Неонол АФ 9-25»		«Ethomeen НТ/40»	
		Размер мицелл, нм	S _{уд} , нм ⁻¹	Размер мицелл, нм	S _{уд} , нм ⁻¹
0	0	6,1±0,2	0,98	6,4±0,1	0,94
0,34	60	6,1±0,2	0,98	5,7±0,1	1,05
	150	6,0±0,3	1,00	5,6±0,1	1,07
0,51	60	6,0±0,0	1,00	5,8±0,2	1,03
	150	5,6±0,3	1,07	5,5±0,1	1,09
0,68	60	5,8±0,3	1,03	5,5±0,0	1,09
	150	5,2±0,2	1,15	5,2±0,1	1,15
0,85	60	5,5±0,1	1,09	5,2±0,0	1,15
	150	4,9±0,1	1,22	5,1±0,1	1,18

Представленные в таблице 1 данные показывают снижение размера мицелл обоих собирателей с повышением как мощности, так и длительности УЗО-обработки частотой 22 кГц. Диспергирование мицелл флотореагента обусловлено характерным при ультразвуковой кавитации образованием и мгновенным схлопыванием кавитационных пузырьков [7].

Расчет удельной поверхности мицелл был произведен исходя из допущения их сферической формы. Диспергирование мицелл приводит к повышению их удельной поверхности. Изменение размерных характеристик мицелл после УЗО приводит к повышению сорбции собирателей на поверхности глинисто-солевого шлама, величина которой пропорциональна площади характеристических пиков ИК-спектра собирателя (таблица 2).

Таблица 2 – Влияние УЗО раствора на адсорбционные свойства собирателя при длительности обработки 150 с

Удельная мощность УЗО, Вт/см ³	«Неонол АФ 9-25»		«Ethomeen НТ/40»	
	Показатель адсорбции (высота характеристического пика ИК-спектра для неонала на частоте 2853см ⁻¹)	Краевой угол смачивания, град	Показатель адсорбции (высота характеристического пика ИК-спектра для этомина на частоте 2857см ⁻¹)	Краевой угол смачивания, град
0	0,009	65,26	0,001	65,42
0,34	0,013	75,32	0,014	67,22
0,51	0,015	75,75	0,024	72,78
0,68	0,012	73,53	0,025	73,20
0,85	0,011	71,04	0,017	69,90

Повышение величины адсорбции флотационного собирателя после УЗО подтверждается результатами измерения по методу Вашбурна краевого угла смачивания поверхности шлама. При высокой удельной мощности обработки флотационного реагента $0,85 \text{ Вт/см}^3$ снижается краевой угол смачивания, что может объясняться распадом воды до высокореактивных радикалов при высоких акустических мощностях ультразвука, повышающих гидрофильность поверхности частиц шлама [8, 9].

В результате исследования влияния УЗО водных растворов собирателей на эффективность флотационного обесшламливания сильвинитовой руды Верхнекамского месторождения установлено повышение степени извлечения нерастворимого в воде остатка шлама (н.о.). Так, максимальное повышение степени извлечения н.о. при УЗ-обработке неонла составило 4,47% при удельной мощности обработки раствора $0,51 \text{ Вт/см}^3$ и длительности 150 с по сравнению с контрольным измерением (без УЗ-обработки), что подтверждается результатами измерения величины адсорбции и краевого угла смачивания. При УЗ-обработке этомина максимальный прирост составил 7,49% при мощности $0,85 \text{ Вт/см}^3$ и длительности 150 с.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено повышение активности действия неиногенных собирателей глинисто-солевого шлама сильвинитовой руды в результате УЗ-обработки их водных растворов за счет диспергирования мицелл собирателя и, как следствие, повышения адсорбции и краевого угла смачивания поверхности шлама. Повышение активности собирателей приводит к росту степени извлечения нерастворимого остатка из сильвинитовой руды флотационным способом.

Список использованных источников

1. Chernyshev A.V., Burov V.E., Poilov V.Z. Effect of ultrasound on a viscosity-temperature properties of collector for sludge flotation // *Химия. Экология. Урбанистика: материалы всероссийской научно-практической конференции (с международным участием)*. Пермь, 28–29 апреля 2022. Т. 2. С. 195–198.
2. Пойлов В.З., Буров В.Е., Галлямов А.Н. и др. Сонохимическая активация раствора солянокислого амина, используемого в качестве собирателя в технологии флотации сильвинитовых руд // *Обогащение руд*. 2021. № 5. С. 20–26.
3. Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. М.: Недра, 1990. Кн.1. С. 5–26.
4. Буров В.Е., Галлямов А.Н., Федотова О.А. и др. Влияние ультразвуковой обработки на вспенивающую способность солянокислого амина // *Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Химическая технология и биотехнология*. 2020. № 4. С. 133–147.
5. Chen Y., Truong N. T., Bu X., Xie G. A review of effects and applications of ultrasound in mineral flotation // *Ultrasonics Sonochemistry*. 2020. Vol. 60. P. 104739.
6. Буров В.Е., Пойлов В.З., Сажина М.М. и др. Влияние ультразвука на пенообразующие композиции реагентов, используемых при флотации руд // *Изв. вузов. Химия и хим. технология*. 2022. Т. 65. Вып. 9. С. 81–89.
7. Чернышев А.В., Пойлов В.З., Буров В.Е. и др. Влияние ультразвуковой обработки на физико-химические характеристики флотационных собирателей, применяемых при обесшламливании сильвинитовых руд // *Обогащение руд*. 2023. № 5. С. 25–30.

8. Deb Barma S. Ultrasonic-assisted coal beneficiation: a review // Ultrasonics Sonochemistry. 2019. Vol. 50. P. 15–35.
 9. Xu M., Xing Y., Gui X., Cao Y., Wang D., Wang L. Effect of ultrasonic pretreatment on oxidized coal flotation // Energy Fuels. 2017. Vol. 31. No. 12. P. 14367–14373.
-

Increasing the activity of collectors of clay-salt sludge of silvinitic ores by ultrasonic treatment

Chernyshev A.V., Poilov V.Z.

This paper shows the decrease in the size of micelles of nonionic collectors of clay-salt sludge with an increase in the power and duration of their ultrasonic treatment. An increase in the sorption of ultrasound-treated collectors and the hydrophobicity of the sludge was revealed. These changes lead to an increase in the degree of sludge recovery from sylvinite.

ВЛИЯНИЕ ОСАДКОВ ОКСИГИДРИЛЬНОГО СОБИРАТЕЛЯ НА ФЛОТАЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ КАЛЬЦИЙСОДЕРЖАЩИХ РУД

Д.М. Цицилина

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН),
г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: tsitsilinadm@mail.ru

Представлены результаты флотационного обогащения апатитовой руды осадками оксигидрильного собирателя. Доказана зависимость кинетики флотации от поверхностного давления пленки физически сорбированного собирателя и скорости ее растекания по поверхности воды.

В [1] изучены поверхностные свойства осадков, представленных продуктами взаимодействия олеата и нитрата кальция. Установлено, что поверхностное натяжение раствора составляет 34 мН/м при концентрации олеата калия $3 \cdot 10^{-3}$ и нитрата кальция $1 \cdot 10^{-4}$ М.

В рамках механизма работы физической формы сорбции собирателя осадки собирателя могут растекаться по поверхности воды. Увеличение концентрации ионов кальция может привести к снижению показателей поверхностного давления раствора собирателя и извлечения [2].

Целью работы является определение зависимости извлечения оксида фосфора (V) в концентрате от извлечения осадками олеата кальция.

Опыты по флотации выполнялись на апатитовой руде (исходное содержание P_2O_5 – 13.58 %) осадками олеата кальция.

Расход олеиновой кислоты 100 г/т, исходная концентрация $1.416 \cdot 10^{-4}$ моль/л (0.02 г/л), pH 8.5. Извлечение оксида фосфора (V) и его содержание в концентрате определялись в зависимости от мольного соотношения ионов кальция и олеиновой кислоты.

Скорость растекания растворов в зависимости от времени определялась методом скоростной съемки: капля собирателя подавалась на поверхность дистиллированной воды, ее распространение от точки соприкосновения с жидкостью и далее по всему фронту растекания фиксировалось с помощью скоростной камеры Evercam 4000-16-с с скоростью 15000 кадров в секунду и разрешением 1280x176.

На рисунке 1 показаны результаты флотации апатитовой руды осадками олеата кальция, а также скорость растекания осадков на поверхности воды.

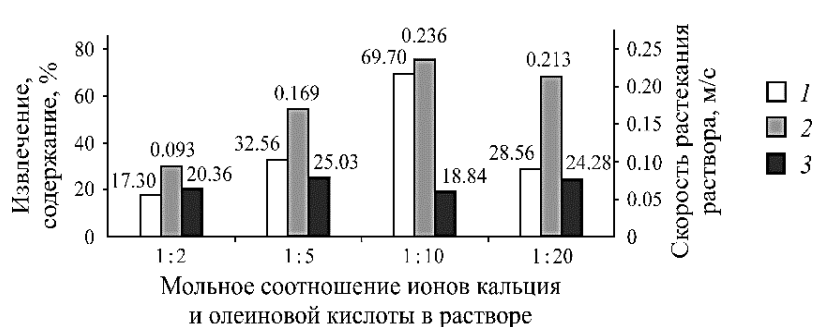


Рисунок 1. Извлечение (1), содержание P_2O_5 в концентрате (3) и скорость растекания раствора по поверхности воды (2) в зависимости от мольного соотношения кальция к олеиновой кислоте

Мольное соотношение ионов кальция и олеиновой кислоты менялось в пределах 1:2–1:20.

Кинетика флотации является интегральной характеристикой времени индукции для всего коллектива минеральных частиц, содержащихся в пульпе.

Для собирателей, представленных продуктами взаимодействия кальция с олеатом, установлена корреляция скорости растекания осадков со скоростью извлечения апатита (рисунок 2).

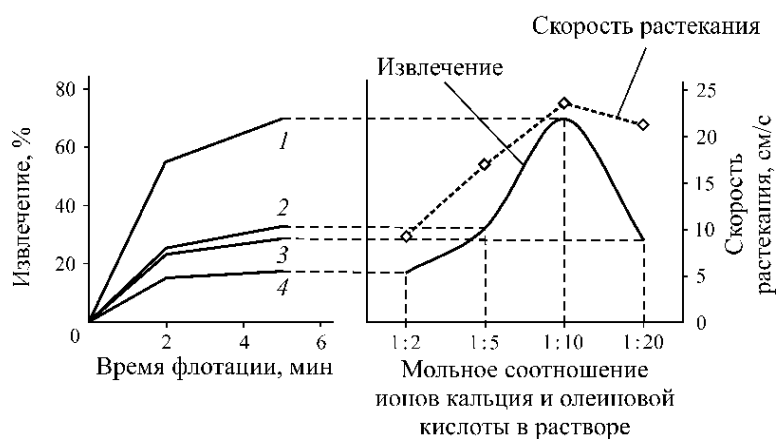


Рисунок 2. Кинетика извлечения апатита в зависимости от мольного отношения кальция к олеиновой кислоте и скорости растекания осадков кислот по поверхности воды. Мольное отношение кальция к олеиновой кислоте: 1 — 1:10; 2 — 1:5; 3 — 1:20; 4 — 1:2

Выполнено сопоставление соотношений содержания P_2O_5 к извлечению в концентрат. При мольном соотношении кальция к олеиновой кислоте 1:2 соотношение содержание : извлечение составило 1.178; при мольном соотношении реактивов 1:5 соотношение содержание : извлечение - 0.768; при мольном соотношении 1:10 - 0.270 и при соотношении 1:20 - 0.850.

Таким образом, при флотации осадками выявлена зависимость содержания полезного компонента в концентрате от извлечения. Изменение извлечения достигается применением кислот с различной длиной углеводородного фрагмента.

Доказана зависимость кинетики флотации апатита от поверхностного давления пленки физически сорбированного собирателя и скорости ее растекания по поверхности воды.

Снижение значений поверхностного давления влечет за собой понижение значений извлечения полезного компонента при одновременном повышении селективности.

Собирательная активность физически сорбированных реагентов не зависит от их природы, а определяется указанными свойствами. Скорость флотации или время индукции зависит от свойств физически сорбируемого собирателя.

Список использованных источников

1. Matijevic E., Leja J., Nemeth R. Precipitation Phenomena of heavy metal soaps in aqueous solutions I. Calcium oleate, J. Colloid Interface Sci., 1966, Vol. 22. — P. 419 – 429.
 2. Beneventi D., Carré B., Gandini A. Precipitation and solubility of calcium soaps in basic aqueous media, J. Colloid Interface Sci., 2001, Vol. 237, No. 1. — P. 142 – 144.
-

The influence of oxyhydril collector sediments on the flotation extraction of calcium-containing ores

Tsitsilina D.M.

The results of flotation enrichment of apatite ore with precipitation of an oxyhydril collector are presented. The dependence of the flotation kinetics on the surface pressure of the physically sorbed collector layer and the velocity of its spreading over the water surface is proved.

РАЗРАБОТКА ОПТИМАЛЬНОГО СЕЛЕКТИВНОГО РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ КОЛЧЕДАННОЙ РУДЫ НА ОСНОВЕ КОМПОЗИЦИЙ МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ МОДИФИКАТОРОВ С СЕРНИСТЫМ НАТРИЕМ

Хмет Зо У, Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация, e-mail: mghtetzawmisa@gmail.com

Рассмотрено повышение селективности флотационного разделения сульфидных минералов меди и цинка при флотации медно-цинковой руды с применением композиций металлосодержащих модификаторов с сернистым натрием. Проведены флотационные исследования медно-цинковой руды по коллективно-селективной схеме, которая включает: флотацию I, флотацию II и селекцию коллективного концентрата. В данной работе применен «голодный» режим флотации по бутиловому ксантогенату калия, который позволил выявить

действие смесей реагентов-модификаторов в коллективном цикле флотации медно-цинковой руды и обеспечить селективное разделение минералов меди и цинка друг от друга. Установлено влияние соотношения расходов реагентов-модификаторов на технологические показатели коллективной флотации и селективность разделения сульфидов меди и цинка.

Медно-цинковые руды месторождений Урала характеризуются высокой степенью сложности в процессе обогащения. Данную руду следует отнести к категории труднообогатимой [1]. Медно-цинковые руды обладают сложным минеральным составом, в котором высоко концентрированы вторичные медные минералы, а также присутствуют флотоактивные минералы, такие как пирит.

В течение многих лет были проведены обширные и продолжительные исследования в области совершенствования технологии обогащения медно-цинковой колчеданной руды на месторождении Урала. Исследователями-обогащателями были выработаны разнообразные методы для осуществления технологической схемы обогащения, и были получены прогнозные оценки эффективности процесса обогащения. Однако при анализе работы обогащательных фабрик, перерабатывающих данный тип руд, выявлены потери меди и цинка в различных концентратах и отвальных хвостах по разработанным технологическим схемам и реагентным режимам [2]. Поэтому проблема селективного разделения сульфидов цветных металлов и сульфидов железа, а также селективного флотационного разделения коллективных концентратов сульфидов цветных металлов при обогащении медно-цинковых руд является актуальной задачей.

Цель работы заключалась в поиске эффективных сочетаний металлосодержащих модификаторов с сернистым натрием при коллективной флотации медно-цинковой руды с максимально возможным снижением содержания пирита в коллективный концентрат, а также для последующего селективного разделения минералов меди и цинка при их селективной флотации с получением цинкового концентрата как камерного продукта.

Для исследований были отобраны пробы медно-цинковой колчеданной руды одного из месторождений Урала. В работе были использованы флотореагенты: собиратель – бутиловый ксантогенат калия, пенообразователь - сосновое масло, регулятор среды - известь, модификаторы - железный купорос, медный купорос, цинковый купорос и сернистый натрий.

Исходная проба руды дробилась в щековой дробилке до крупности -3 мм. Частные пробы измельчались до 80% класса - 74 мкм, и направлялись на флотацию. В лабораторных условиях были выполнены исследования коллективной флотации на руде в соответствии с технологической схемой, включающей в себя флотации I и II. При этом суммарный расход смеси модификаторов был постоянным во всех флотационных опытах и составил 100 г/т. Схема коллективной флотации медно-цинковой руды представлена на рисунке 1.

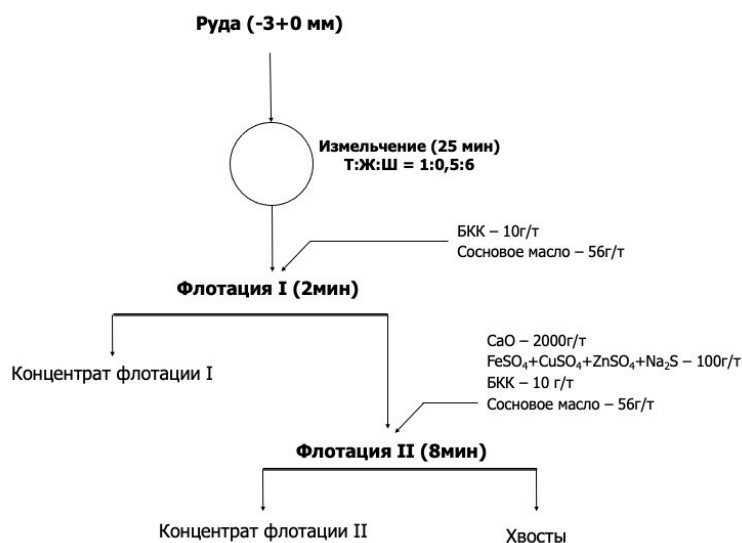


Рисунок 1. Схема коллективной флотации медно-цинковой руды

После проведения флотационных опытов пенные и камерные продукты были получены, высушены, взвешены и подвергнуты анализу химического состава. Затем с использованием рентгенофлуоресцентного спектрометра ElvaX определяли массовое содержание меди и цинка в каждом из продуктов. Результаты исследований флотации II медно-цинковой руды с применением смесей модификаторов – (а) $\text{FeSO}_4+\text{ZnSO}_4+\text{Na}_2\text{S}$, (б) $\text{CuSO}_4+\text{ZnSO}_4+\text{Na}_2\text{S}$ и (в) $\text{FeSO}_4+\text{CuSO}_4+\text{Na}_2\text{S}$ с использованием симплекс-планирования экспериментов [4, 5] представлены рисунке 2.

После анализа результатов флотации II (рисунок 2 а) было обнаружено, что добавление смесей модификаторов в процесс флотации II, таких как смеси железного и цинкового купоросов [0,5+0,5], железного купороса с сернистым натрием [0,5+0,5], а также тройные смеси железного, цинкового купоросов и сернистого натрия [0,5+0,25+0,25], приводит к повышению извлечения меди и цинка в флотационный концентрат и улучшает эффективность депрессии пирита во флотации. В результате указанных экспериментов флотации были получены следующие показатели извлечения меди, цинка и железа в концентрате: в первом случае – 91,81%, 37,72% и 7,82%, во втором – 92,6%, 37,19% и 8,36%, а в третьем – 91,28%, 30,3% и 7,5% соответственно.

Полученные результаты флотации II (рисунок 2 б) показывают, что из представленных композиций модификаторов значимое влияние на флотиремость минералов меди и цинка оказывает сочетание медного купороса с цинковым купоросом, а также сочетание медного купороса, цинкового купороса и сернистого натрия. Результатами флотации II установлено, что оптимальные составы смесей модификаторов являются $\text{CuSO}_4+\text{ZnSO}_4$ - [0,25;0,75], $\text{CuSO}_4+\text{ZnSO}_4+\text{Na}_2\text{S}$ - [0,25;0,25;0,5]. При этом извлечения меди, цинка и железа в концентрат достигнуты при первом составе смеси – 91,19%, 39,46% и 6,16%, при втором – 91,66%, 44,21% и 12,07% соответственно.

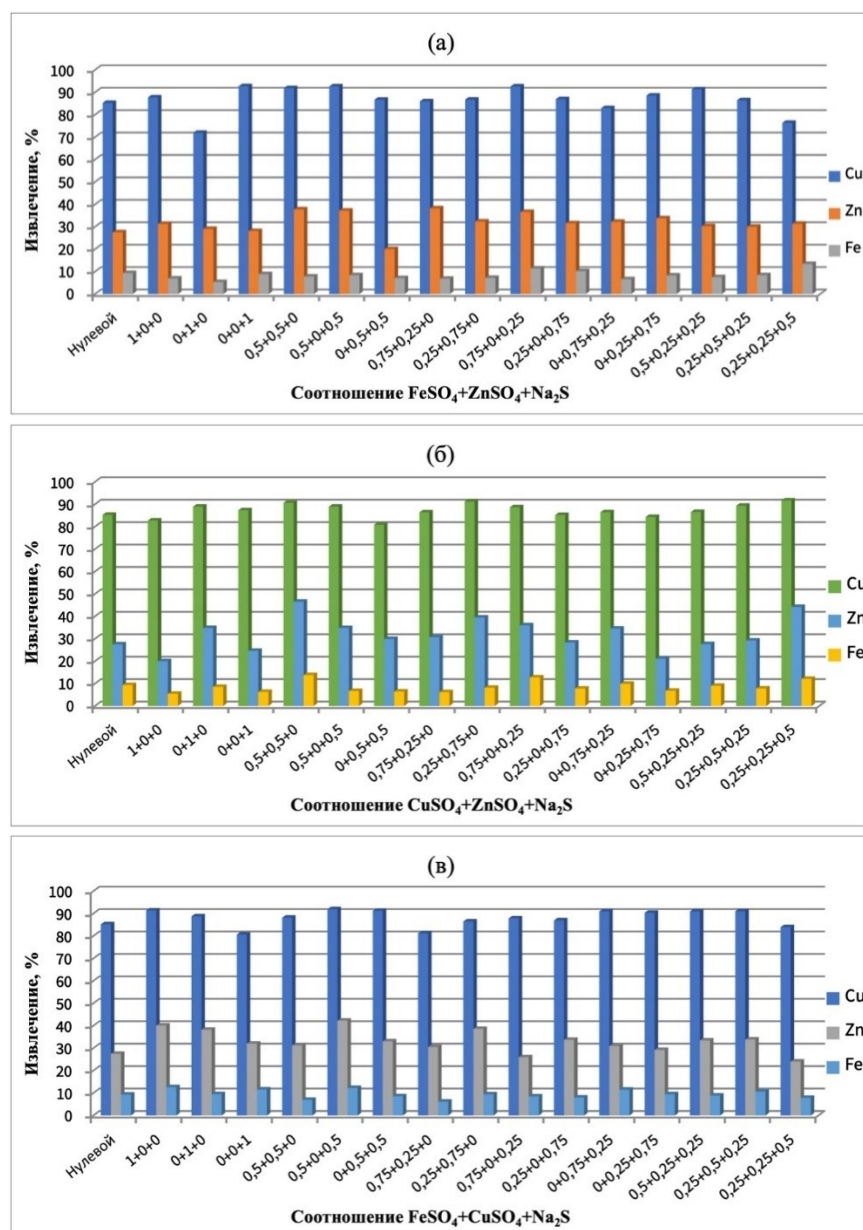


Рисунок 2. Результаты извлечения минералов меди, цинка и железа при различных соотношениях модификаторов:
 а) $FeSO_4 + ZnSO_4 + Na_2S$,
 б) $CuSO_4 + ZnSO_4 + Na_2S$
 в) $FeSO_4 + CuSO_4 + Na_2S$
 во флотации II медно-цинковой руды

Из рисунка 2 в следует, что максимальные извлечения меди и цинка в концентрат флотации II наблюдаются при применении смеси реагентов-модификаторов железного купороса и сернистого натрия состава $0.5FeSO_4 + 0.5Na_2S$ и достигают 91,93% и 42,3%. При этом извлечение пирита в концентрат флотации II составило 12,27%. Однако далеко не очевидно, что введение указанных смесей реагентов-модификаторов в коллективный цикл флотации медно-цинковой колчеданной руды положительно скажется на селективности медно-цинкового концентрата. Поэтому в дальнейшем были выполнены флотационные исследования селективной флотации полученных коллективных медно-цинковых концентратов.

Исследование селективного флотационного разделения сульфидов меди и цинка

В рамках данной операции были проведены флотационные опыты по селективности коллективного концентрата с использованием оптимальных сочетаний модификаторов,

определенных на основе результатов исследований коллективной флотации (флотация II). В исследовании селективности минералов меди и цинка чаще всего осуществляются с использованием схемы, основанной на процессе подавления сфалерита [3]. Схема селективности коллективного медно-цинкового концентрата представлена на рисунке 3.

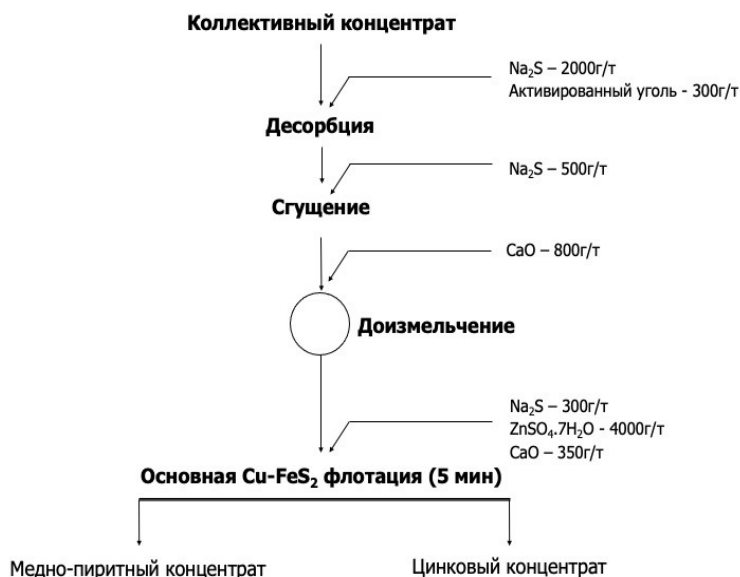


Рисунок 3. Схема селективности коллективного медно-цинкового концентрата

Результаты зависимости извлечения и содержания меди и цинка в медно-пиритный концентрат селективности коллективного концентрата от соотношения реагентов-модификаторов, используемых во флотации II, представлены на рисунке 4.

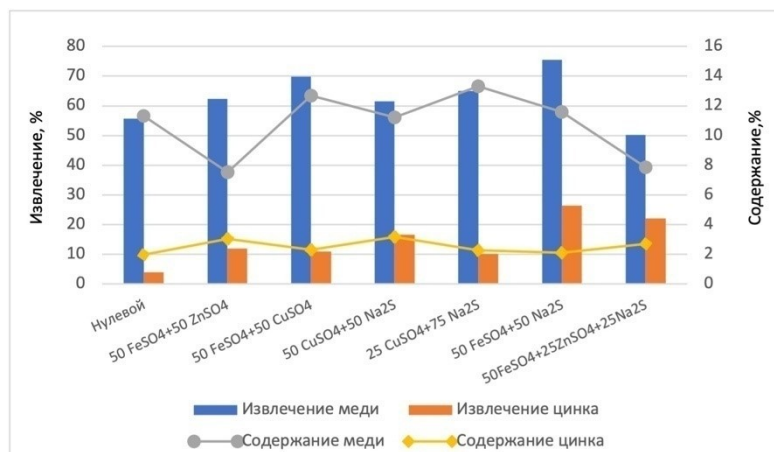


Рисунок 4. Результаты извлечения и содержания меди и цинка в медно-пиритный продукт селективной флотации от соотношения модификаторов, используемых во флотации II

По результатам флотационных опытов можно считать, что применение композиций данных модификаторов во флотации II положительно отражается на технологических показателях селективности коллективного концентрата. Это говорит о том, что дозирование модификаторов позволяет увеличить извлечение меди, а одновременно снизить извлечение цинка в медно-пиритный продукт (пенный продукт).

В данном случае наилучшие извлечения меди в концентрат были получены при сочетаниях железного и медного купоросов (0.5FeSO₄+0.5CuSO₄) и железного купороса

с сернистым натрием ($0.5\text{FeSO}_4+0.5\text{Na}_2\text{S}$). В первом случае получен медно-пиритный концентрат с содержанием меди 12,67% при извлечении 69,87%, а во втором - с содержанием меди 11,58% при извлечении 75,45%.

Результаты проведенных флотационных испытаний позволяют сделать вывод, что среди используемых реагентов-модификаторов во флотации II смесь железного купороса и сернистого натрия в равных долях (0,5+0,5) обеспечивает наиболее эффективное влияние не только на технологические показатели коллективной флотации, но и на селективность разделения сульфидов меди и цинка.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Шадрюнова И.В. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала. – М.: Наука, 2016. – 386 с.
 2. Мамонов С.В., Дресвянкина Т.П., Зиятдинов С.В. и др. Технологические решения переработки медных и медно-цинковых руд колчеданного месторождения Урала // Журнал "Глобус: геология и бизнес". – 2020. – № 3 (62). – С. 140–144.
 3. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т. 1. – М.: Руда и металлы, 2007. 156-170 с.
 4. Хтет Зо У, Чжо Зай Яа, Горячев Б.Е. Действие композиций из железного, цинкового купоросов и сернистого натрия на флотацию медно-цинковых колчеданных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 12. – С. 139–151.
 5. Хтет Зо У, Чжо Зай Яа, Горячев Б.Е. Моделирование и оптимизация составов трехкомпонентных смесей модификаторов методом симплексного планирования для анализа их влияния на флотацию медно-цинковых колчеданных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 8.
-

Development of optimal selective reagent regime for flotation of copper-zinc ore based on compositions of metal-containing modifiers with sodium sulphide

Htet Zaw Oo, Kyaw Zay Ya, Goryachev B.E.

The enhancement of selectivity in the flotation separation of copper and zinc sulfide minerals has been investigated during the flotation of copper-zinc ore using compositions of metal-containing modifiers with sodium sulfide. Flotation studies of copper-zinc ore were conducted using a collective-selective scheme, which includes: flotation I, flotation II, and selection of the collective concentrate. In this work, a "starvation" flotation mode was applied using potassium butyl xanthate, which allowed for the identification of the effect of modifier reagent mixtures in the collective cycle of copper-zinc ore flotation and ensured the selective separation of copper and zinc minerals from each other. The effect of the ratio of reagent modifier consumption on the technological parameters of collective flotation and the selectivity of separation of copper and zinc sulfides was established.

ИЗУЧЕНИЕ МЕХАНИЗМА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СОБИРАТЕЛЯ С ПОВЕРХНОСТЬЮ ВОЛЬФРАМОВЫХ МИНЕРАЛОВ

Ю.В. Уразова¹, М.Ю. Тиунов¹, Е.Н. Федотов¹, А.Ю. Чикин

¹ АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов»

и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация

² Иркутский государственный университет (ИГУ), г. Иркутск, Российская Федерация
e-mail: urazova@irgiredmet.ru

Выполнены исследования и идентификация 5 сортов талловых масел, различной степени переработки. Выявлены активные компоненты собирателя, взаимодействующего с минеральной поверхностью вольфрамовой руды.

Изучение взаимодействия реагентов с минеральной поверхностью в процессе флотации имеет существенное значение для повышения извлечения ценных компонентов в концентрат, улучшения качества концентратов, а также для изыскания новых реагентов и способов их применения для улучшения разделения минералов.

Закрепление реагентов-собирателей на поверхности минеральных частиц происходит при адсорбции их на границе раздела твердой и жидкой фаз. При этом адсорбция зависит от природы реагента собирателя и разделяемой минеральной составляющей.

В данной работе изучены составы различных сортов реагентов собирателей талловых масел и проведен модельный эксперимент по флотации на кальцийсодержащей вольфрамовой руде с применением лучшего из испытываемых реагентов. Для проведения эксперимента проведена имитация флотационного процесса.

Составы талловых масел напрямую зависят от вида перерабатываемой древесины, ее породы, географической широты произрастания, времени заготовки, продолжительности и способа хранения древесного сырья и других сырьевых факторов.

Методом ядерного магнитного резонанса (ЯМР) были исследованы пять образцов таллового масла, различной степени переработки. Для надежности идентификации отдельных компонентов смеси, запись спектров производилась в растворе дейтерированного хлороформа (CDCl_3), так как именно в этом растворителе представлены данные спектров ЯМР индивидуальных соединений (смоляных, жирных кислот и стероидов) в базе данных органических соединений National Institute of Advanced Industrial Science and Technology (AIST).

Для определения активных компонентов таллового масла, при контакте с поверхностью кальцийсодержащего вольфрамового минерала, проведено моделирование процесса флотации в лабораторных условиях с одним из отличившихся испытываемых талловых масел.

В эксперименте также, помимо жирнокислотного собирателя, применялись реагенты, в соответствии с реагентным режимом для данной руды, и пропарка концентрата для воссоздания всех условий технологической схемы обогащения.

Анализ ЯМР-данных позволяет сделать вывод, что при применении метода Петрова (пропарка черного шеелитового концентрата в жидком стекле при высокой температуре 85-95°C) активными компонентами таллового масла, в условиях модельного эксперимента, являются ненасыщенные жирные кислоты (полиненасыщенные). Смоляные кислоты практически не участвуют в сорбции, так как

в спектрах детектируются их следовые количества (5%). Данные, полученные при помощи ЯМР и электронной микроскопии, свидетельствуют о том, что полиненасыщенные кислоты таллового масла могут прочно закрепляться на поверхности шеелита путем образования труднорастворимых комплексных соединений с образованием химических связей.

Study of the mechanism of interaction of the collector with the surface of tungsten minerals

Urazova Y.V., Tiunov M.Y., Fedotov E.N., Chikin A.Y.

Studies and identification of 5 varieties of tallow oils of various degrees of processing have been carried out. The active components of the collector interacting with the mineral surface of the tungsten ore have been identified.

ПРИМЕНЕНИЕ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ СПОДУМЕНОВЫХ РУД

Е.Н. Федотов¹, Ю.В. Уразова¹, М.Ю. Тиунов¹, А.Е. Бурдонов²

¹ АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация

² Иркутский национальный исследовательский технический университет (ИРНИТУ), г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: FedotovEN@irgiredmet.ru

Выполнены исследования по определению возможности применения тяжелосредной сепарации на литийсодержащем сырье, основной полезный минерал которого – сподумен.

Тяжелосредная сепарация (обогащение в тяжелой среде) наиболее простой и широко применяемый процесс гравитационного обогащения.

Этот метод основан на разделении минеральных компонентов руды (песков) по их удельному весу в тяжелой среде, заданная плотность которой больше плотности самого легкого минерала и меньше плотности самого тяжелого минерала.

Данный метод обогащения хорошо зарекомендовал себя на рудах редких металлов, в частности литийсодержащих рудах и рудных отвалов, где основным полезным минералом является пироксен сподумен, из-за различия удельных весов сподумена (удельный вес 3,2) и минералов породы (удельный вес 2,65).

Исследования о возможности применения данного метода обогащения проводились на двух пробах сподумен содержащего рудного сырья. Пробы предварительно отмывались от немашинного класса (-0,5 мм).

В первой исследуемой пробе литийсодержащие минералы представлены преимущественно сподуменом, редко эвкрипитом, на их долю приходится 3,2%. Содержание лития в монофракции сподумена составляет 3,53%, в глине – 0,113%, в слюде – 0,21%.

Основным полезным компонентом является литий, содержание которого колеблется от 0,128 до 0,148 %, в пересчете на оксид лития от 0,275 до 0,318%.

На основании комплекса минералогических исследований установлено, что породообразующими минералами (92,2%) в исходной пробе руды являются: кварц (36,0%), плагиоклаз (32,4%), калиевый полевой шпат (12,9%) и слюдисто-гидрослюдистые минералы (10,9%).

Наилучшие показатели тяжелосредной сепарации первой пробы получены при крупности $-5 + 0,5$ мм. Тяжелосредная сепарация проходила в две стадии с выделением в первой стадии, при плотности 2,63-2,65 г/см³, отвальных хвостов с содержанием Li₂O 0,093%, выходом 44,73% и извлечением 13,0% и черного концентрата. Вторая стадия включала в себя разделение в тяжелой среде черного концентрата первой стадии, при плотности 2,68-2,7 г/см³, с выделением готового товарного концентрата с содержанием Li₂O 4,004%, выходом 2,25% и извлечением Li₂O 28,4%, и выделением промпродукта с содержанием Li₂O 0,394%, выходом 6,2%, извлечением Li₂O 7,7%.

Полученный промпродукт и отсеянный немашинный класс, подвергаются дальнейшему обогащению с выделением второго сподуменого концентрата.

Применение ТСС на данной пробе имеет смысл как предварительное обогащение с выделением в товарный концентрат раскрытых кристаллов сподумена.

Во второй пробе литийсодержащие минералы представлены преимущественно сподуменом с редкими включениями холмквистита и эвкриптита на их долю приходится 24,8%. Содержание оксида лития в монофракции сподумена составляет 6,8%. Содержание лития в исходной пробе на уровне 0,821%, что в пересчете на оксид лития 1,765%.

Наиболее высокие показатели качества концентрата удалось достичь при плотности тяжелой среды 2,7-2,8 г/см³ и крупности питания ТСС $-20+5$ и $-5+0,5$ мм. Тяжелосредное обогащение выполнялось в одну стадию с получением хвостов обогащения с содержанием Li₂O 0,279%, выходом 56,4% и извлечением Li₂O 8,95% и готового сподуменого концентрата с содержанием Li₂O 4,18%, выходом 36,8 и извлечением Li₂O 87,18%.

В данном случае возможно доизвлечение полезного компонента последующей флотацией на хвостах ТСС, объединенных с немашинным классом, содержание питания флотации в данном случае будет составлять 0,358% по Li₂O.

По результатам проведенного исследования видно, что применение тяжелосредной сепарации возможно на бедных и богатых рудах. Так же наблюдается зависимость уровня извлечения от исходного содержания ценного компонента в руде.

The use of heavy-medium separation in the enrichment of spodumene ores

Fedotov E.N., Urazova Y.V., Tiunov M.Y., Burdonov A.E.

Studies have been carried out to determine the possibility of using heavy–medium separation on lithium-containing raw materials, the main useful mineral of which is spodumene.

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ НА ОСНОВЕ
ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ АЭРАЦИИ ПУЛЬПЫ МЕЛКОДИСПЕРСНЫМИ
ПУЗЫРЬКАМИ**

Р.С. Мамонов, И.В. Угорова

Уральский государственный горный университет (УГГУ), г. Екатеринбург,
Российская Федерация, e-mail: matonoff_pra@mail.ru

При флотации применение дополнительной аэрации пульпы мелкодисперсными пузырьками воздуха является перспективным направлением совершенствования технологии. На основании изученных пневматических диспергаторов изготовлены и испытаны в промышленных условиях пружинные диспергаторы воздуха. Установлена возможность повышения извлечения меди в медный концентрат на 0,21-1,3%.

Одним из направлений совершенствования технологии флотации является оптимизация аэрационного режима за счет управления гранулометрическим составом пузырьков воздуха во флотационной пульпе.

В механических и пневмомеханических флотационных машинах образуются достаточно крупные пузырьки воздуха размером от 1 до 10 мм [1]. На ряду с крупными (транспортными) пузырьками во флотационной пульпе необходимо присутствие достаточно мелких пузырьков воздуха, которые обеспечивают высокую вероятность встречи флотируемых частиц с пузырьками и закрепления частиц на границе раздела «жидкое-газ».

Очевидно, что наличие во флотационной пульпе мелкодисперсных пузырьков воздуха способствует повышению показателей флотации.

Для измерения аэрационного режима флотации в механических и пневмомеханических флотомашин нами предложена реализация дополнительной подачи в пульпу мелкодисперсных пузырьков с помощью установленных в камерах флотомашин пневматических диспергаторов воздуха.

Исследованы варианты диспергирования воздуха пневматическими диспергаторами из керамики, пористого фторопласта, вспененного полипропилена и других пористых материалов. Недостатками таких диспергаторов являются забивание пор тонкодисперсными частицами твердой фазы, известкование в щелочной среде, малый срок службы.

Задача получения мелкодисперсных пузырьков воздуха нами решается путем

использования пружинных диспергаторов воздуха [2], которые позволяют получить мелкодисперсные пузырьки, отличаются высокой износостойкостью, большим сроком эксплуатации, простотой обслуживания, возможностью изменять крупность пузырьков в широком диапазоне.

Принципиальная схема пружинного диспергатора воздуха приведена на рисунке 1.

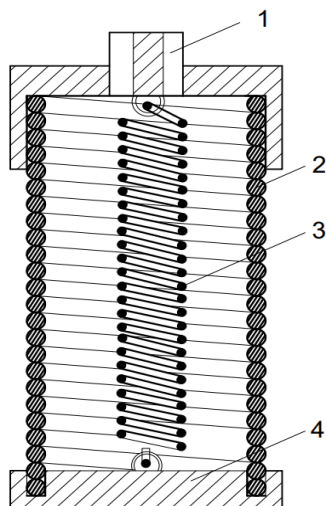


Рисунок 1. Принципиальная схема пружинного диспергатора воздуха:
1 – питающий патрубок; 2 – рабочая пружина; 3 – вспомогательная пружина; 4 – крышка

Пружинный диспергатор состоит из верхней крышки с патрубком 1, нижней крышки 4, установленной между крышками рабочей пружины 2 и соединенной с крышкой 1 и 4 вспомогательной пружины 3.

Пружинный диспергатор работает следующим образом. При подаче сжатого воздуха через патрубок 1 внутри диспергатора создается давление, которое растягивает вспомогательную пружину 3 и перемещает крышку 4. При этом рабочая пружина 2 разжимается, образуя зазоры между витками, через которые сжатый воздух выходит наружу.

Разработаны и испытаны пружинные диспергаторы различных типоразмеров, отличающихся диаметром и высотой рабочей пружины, диаметром проволоки рабочей пружины, жёсткостью вспомогательной пружины. Фотографии типоразмерного ряда пружинных диспергаторов приведены на рисунке 2.

На основании стендовых испытаний различных типоразмеров пружинных диспергаторов разработаны и изготовлены промышленные образцы, которые испытали на флотационной фабрике при переработке медных руд. На фабрике было установлено 30 пружинных диспергаторов воздуха во флотационных камерах основной и контрольной медной флотации. В процессе промышленных испытаний определены оптимальные параметры работы пружинных диспергаторов по степени сжатия рабочей пружины и давлению воздуха на входе в диспергаторы.

Промышленные испытания выполнены в течении трех месяцев с чередованием работы секций без дополнительной аэрации и с дополнительной аэрацией пульпы пружинными диспергаторами воздуха.

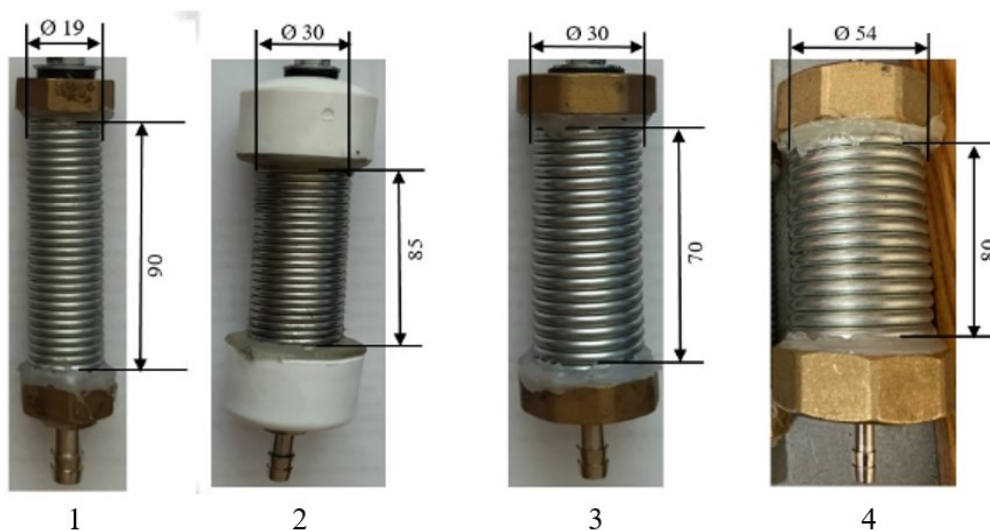


Рисунок 2. Типоразмерный ряд пружинных диспергаторов воздуха

В процессе испытаний установлено, что дополнительная аэрация пульпы мелкодисперсными пузырьками приводит к повышению извлечения меди в медный концентрат в зависимости от типа руды на 0,21-1,3 %.

Направление совершенствования флотации путем дополнительной аэрации пульпы пружинными диспергаторами воздуха рекомендуется к широкому применению.

Список использованных источников

1. Упорова И.В., Пеньков П.М., Мамонов Р.С. Оценка аэрированности пульпы во флотационных машинах // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIX Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXII Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 04–05 апреля 2024 года – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2024. – С. 211-214.
 2. Морозов Ю.П., Упорова И.В., Колунов А.В. Оптимизация гранулометрического состава пузырьков воздуха в пульпе с пружинными диспергаторами воздуха // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXI Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 06–07 апреля 2023 года – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2023. – С. 148-153.
-

Improvement of flotation process on the basis of additional aeration of pulp with fine bubbles

Mamonov P.S., Uporova I.V.

At flotation application of additional aeration of pulp by fine air bubbles is a promising direction of technology improvement. On the basis of studied pneumatic dispersants spring air dispersants were manufactured and tested in industrial conditions. The possibility to increase copper recovery in copper concentrate by 0.21-1.3% was established.

ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФЛОТАЦИИ УЗКИХ КЛАССОВ КРУПНОСТИ ТОНКОВКРАПЛЕННОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМПЛЕКСООБРАЗУЮЩИХ РЕАГЕНТОВ ИЗ КЛАССА ПРОИЗВОДНЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ

Ю.С. Каменева, Е.В. Черноусенко

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: Dgeremi@mail.ru, chern@goi.kolasc.net.ru

Проведена оценка влияния крупности частиц на показатели флотации сульфидов меди и никеля комплексобразующими реагентами. Показана эффективность гидразидов и гидроксаматов карбоновых кислот по отношению к различным классам крупности.

Процесс флотации характеризуется сложностью и многофакторностью с взаимным влиянием различных параметров. Одним из важнейших факторов, влияющих на эффективность процесса, является крупность минеральных частиц, поступающих на флотацию.

С целью оценки влияния крупности частиц на показатели флотации сульфидов меди и никеля комплексобразующими реагентами проведены исследования по флотиремости узких классов крупности тонковкрапленной медно-никелевой руды.

В качестве комплексобразующих реагентов рассмотрены собиратели из класса производных карбоновых кислот: реагент ГК (смесь алкилгидроксамовых и алкилкарбоновых кислот в соотношении 75:25) и Г-18i (гидразид 2-этилгексановой кислоты). Для сравнения проведены опыты с применением традиционно используемого собирателя бутилового ксантогената калия (Кх). В связи с отсутствием у последнего пенообразующих свойств в качестве вспенивателя использовали реагент метилизобутилкарбинол (МИБК). Исследование проводили в щелочной среде (pH=9,8), создаваемой кальцинированной содой.

Подготовку пробы медно-никелевой руды к флотационным исследованиям осуществляли измельчением и выделением на стандартном наборе сит узких классов крупности: -160+100, -100+71, -71+45, -45+29, -29+10 мкм. Формирование узких классов осуществляли после предварительного удаления класса -10 мкм седиментационным методом. Класс -10 мкм в эксперименте не рассматривался в связи с низкой эффективностью его обогащения.

Анализ полученных результатов показал, что при использовании всех исследуемых реагентов наблюдается закономерное увеличение выхода пенного продукта в порядке снижения крупности частиц (рисунок 1). Наиболее флотоактивными являются тонкие частицы, более крупные частицы обладают пониженной флотиремостью.

Наибольший выход пенных продуктов независимо от класса крупности наблюдается при использовании реагента ГК, который ввиду длины углеводородного

радикала обладает высокими пенообразующими свойствами. Если при минимальном расходе всех реагентов выхода пенных продуктов находятся примерно на одном уровне, то при увеличении расхода заметный рост происходит только при использовании реагента ГК. Причем в этом случае наблюдается и значительная разница между выходами узких классов.

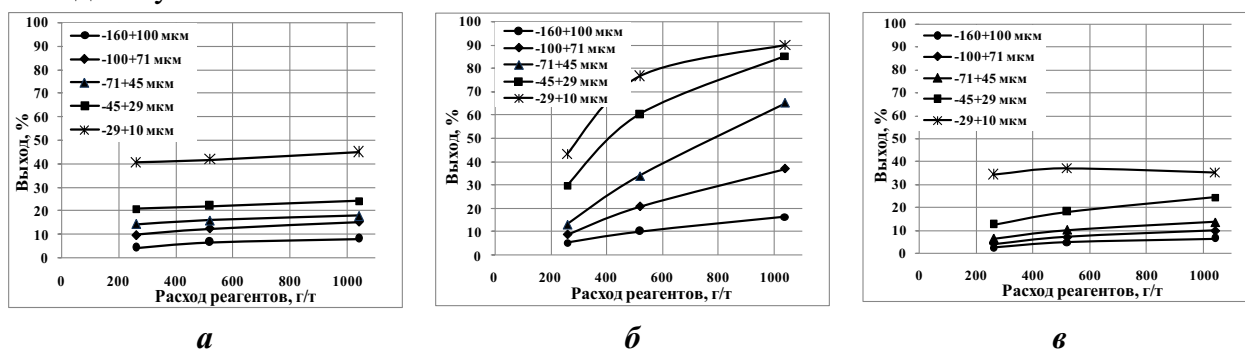


Рисунок 1. Зависимость выхода пенного продукта от расхода реагентов при флотации различных классов крупности:

а – ксантогенат, б – реагент ГК, в – реагент Г-18i

Такая же тенденция отмечается и для извлечений цветных металлов. При уменьшении класса крупности происходит увеличение извлечения меди и никеля. Наибольший прирост извлечения при увеличении расхода реагентов наблюдается также при использовании реагента ГК. Если при флотации ксантогенатом максимальное извлечение никеля для наиболее флотоактивных классов (-45+29 и -29+10 мкм) составляет 57-64%, гидразидом – 39-48%, то для ГК эти значения составляют 84-95%. Однако, высокое извлечение при флотации реагентом ГК определяется в основном выходом пенного продукта. Это подтверждается и расчетом эффективности флотации, которая при использовании сульфгидрильного собирателя выше, чем при использовании комплексообразующих реагентов. Расчет эффективности производился по формуле Хенкока-Луйкена. Так, максимальная эффективность флотации ксантогенатом составила 41% по никелю и 52% по меди против 25-27% и 39-42%, соответственно, для комплексообразующих реагентов.

Следует отметить, что эффективность флотации при использовании ксантогената и Г-18i выше для классов - 71+45 и - 45+29 мкм, тогда как реагент ГК более эффективен на материале крупностью -100+71 мкм, а при больших расходах и на -160+100 мкм. Т.е. ксантогенат и Г-18i эффективнее флотируют сульфиды тонких классов, а ГК - более крупных.

Ранее была показана возможность использования для флотации медно-никелевых руд реагентов ГК и Г-18i в сочетании с ксантогенатом. Представляло интерес оценить эффективность флотации материала различных классов крупности этими собирательными смесями. Соотношение в смеси комплексообразующих реагентов с ксантогенатом составило 1:1. Полученные результаты сравнивали с традиционным режимом, с использованием бутиловых ксантогената и аэрофлота (Af). Оценку результатов проводили по показателям эффективности флотации (рисунок 2).

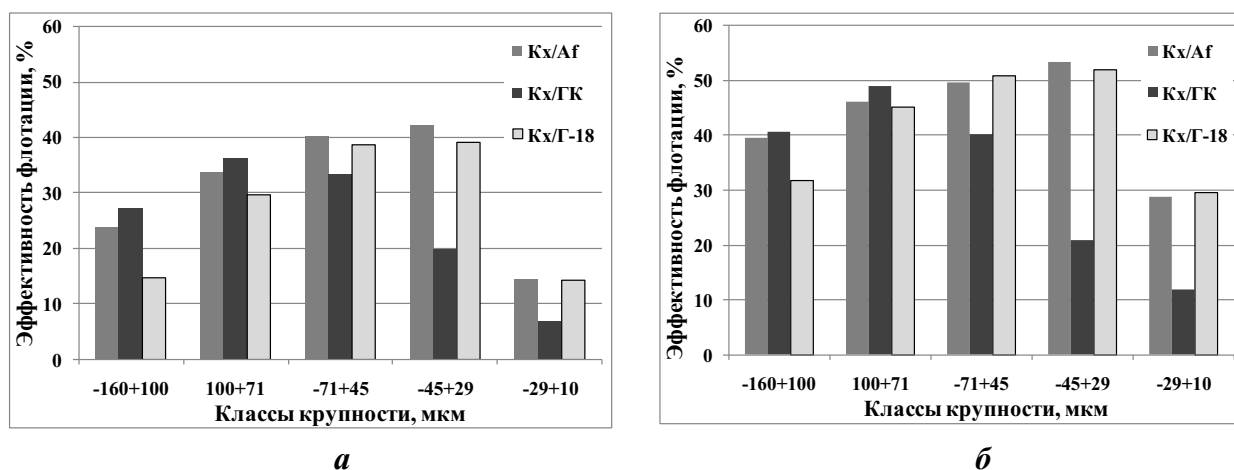


Рисунок 2. Эффективность флотации минералов никеля (а) и меди (б) при использовании различных смесей собирателей

Из полученных данных видно, что при использовании в смеси с ксантогенатом аэрофлота или гидразида флотационная активность сульфидов возрастает с уменьшением класса крупности. А при составе смеси Кх/ГК их флотоактивность наоборот снижается. Исключение составляет класс -29+10 мкм, флотация которого всеми реагентами проходит недостаточно эффективно.

Преимущество применения смесей с аэрофлотом и гидразидом перед ГК проявляется на классах менее 71 мкм и наиболее выражено для класса -45+29 мкм. А эффективность смеси с ГК превышает таковую с другими смесями в классах более 71 мкм. Наибольшая эффективность флотации с ГК наблюдается для материала крупностью-100+71 мкм.

Проведенные исследования показали, что флотационная активность всех реагентов возрастает при снижении класса крупности. Наибольшей активностью обладает реагент ГК, но эффективность флотации сульфидов выше для ксантогената. Более целесообразным представляется использование комплексообразующих реагентов совместно с ксантогенатом. В результате исследований выявлены следующие закономерности:

- ✓ ксантогенат в сочетании и с МИБКом и с аэрофлотом эффективнее флотирует сульфиды меди и никеля из тонких классов;
- ✓ реагент Г-18i как в качестве моносорбителя, так и в смеси с ксантогенатом также эффективен при флотации более мелкого материала;
- ✓ флотация реагентом ГК, независимо от способа подачи, индивидуально или в сочетании с ксантогенатом, напротив эффективнее проходит в отношении более крупных классов.

Эти закономерности могут быть использованы при разработке реагентных режимов для различных типов медно-никелевых руд, отличающихся размерами сульфидной вкрапленности и соответственно различной тониной помола руды перед флотацией.

Studying the regularities of flotation of narrow size classes of finely disseminated copper-nickel ore using complexing reagents from the class of carboxylic acid derivatives

Kameneva Iu.S., Chernousenko E.V.

The influence of particle size on the flotation behavior of copper and nickel sulphides by complexing reagents has been evaluated. The efficiency of hydrazide and hydroxamate of carboxylic acids in respect to different classes of particle size is shown.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ И МАГНИТНЫХ СВОЙСТВ
РАЗНОВИДНОСТЕЙ МАЛОНИКЕЛИСТОГО ПИРРОТИНА**

Л.С. Лесникова, М.С. Дациев, А.Н. Сусина, В.В. Величко, Т.А. Лихачева

ПАО «ГМК «Норильский никель», Заполярный филиал, г. Норильск, Российская Федерация,
e-mail: LesnikovaLS@nornik.ru

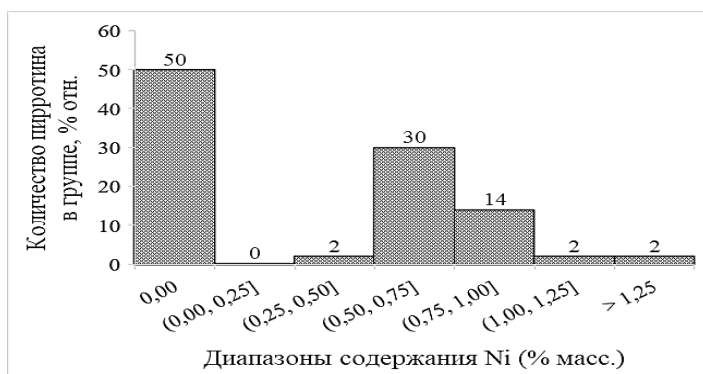
В статье приведены обобщенные результаты по исследованию применения флотационного и магнитного методов обогащения малоникелистого пирротинового продукта Талнахской обогатительной фабрики.

Пирротин является преобладающим минералом в шихте богатых и медисто-вкрапленных медно-никелевых руд, перерабатываемых на Талнахской обогатительной фабрике (ТОФ). Соизвлечение пирротина в готовые медный и никель-пирротинный концентраты приводит к увеличению объемов выброса диоксида серы при их пирометаллургической переработке. С 2016 года на ТОФ реализована технология обогащения, предусматривающая максимальный вывод малоникелистого пирротина в отвальный продукт (извлечение пирротина в хвосты достигало 65%). Вместе с тем известно, что особенностью разновидностей пирротинов руд Талнахского рудного узла является наличие примесей никеля, платины, палладия, родия, рутения, иридия и осмия¹ [1].

Для определения вариаций элементного состава пирротина были проанализированы порядка 100 точечных спектров с помощью специализированного сканирующего электронного микроскопа (SEM) для автоматического минералогического анализа TESCAN TIMA 3 X LMN. Было установлено, что содержание никеля в пирротине в виде примеси обнаружено в ~ 50% от всего пирротина в рудном сырье и достигает 1,85% (рисунок 1).

Исследование распределения пирротина по конечным продуктам обогащения показало, что в никель-пирротинный концентрат (НПК) извлекается ~ 25%, в медный концентрат 2-3%, в породные хвосты до 8%, в отвальный малоникелистый пирротинный продукт ~ 65%.

¹ Служеникин С.Ф. Платино-медно-никелевые и платиновые руды Норильского района и их рудная минерализация. Российский химический журнал. 2010, Том 54, № 2, с. 38-49.



Содержание	S, %	Fe, %	Ni, %
Минимум	37,59	59,79	0,00
Максимум	39,53	62,41	1,85
Среднее	38,48	61,18	0,36

Рисунок 1 – Элементный состав пирротина в шихте

На рисунке 2 представлено содержание никеля в пирротине в НПК и отвальном малоникелистом продукте, из которого следует, что в НПК в основном извлекается никельсодержащий пирротин, отвальный продукт представлен в основном пирротинном, не содержащим никель. Тем не менее, около 35% пирротина, приходящегося на отвальный продукт, представляет промышленную ценность.

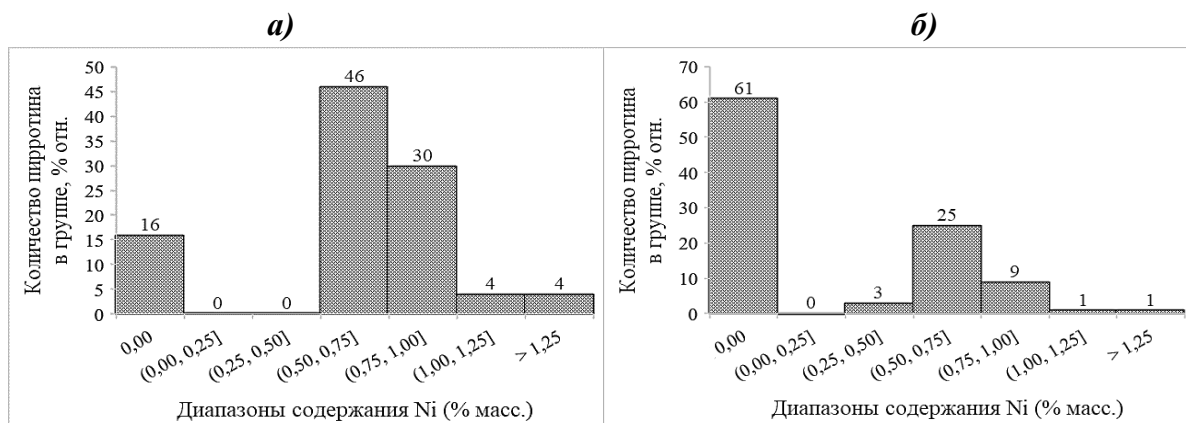


Рисунок 2 - Содержание никеля в пирротине:

а) никель-пирротинный концентрат; б) малоникелистый пирротинный продукт.

С 2018 года на ТОФ осуществляется дообогащение малоникелистого пирротинного продукта с получением низкокачественного концентрата дофлотации с содержанием никеля в 2 раза выше исходного (1-1,2%), что позволяет доизвлечь порядка 20% пирротина от операции (~ 7% от исходного рудного сырья) и ассоциированных с ним изоморфно включенных металлов платиновой группы, а также ценный минерал пентландит (содержащий 30-35% никеля), представленный в виде микронных пламенивидных включений в зернах пирротина.

Минералогическим исследованиями исходного малоникелистого продукта и хвостов дофлотации установлено близкое содержание пирротина (~ 56,0%) и нерудных минералов (~ 40,0%), при этом содержание пентландита снижается практически в два раза: с 0,7% до 0,36%. Также в хвостах возрастает количество свободного пирротина с 68% (исходный) до 74,0% отн., что свидетельствует о преимущественной флотации сростков, в т.ч. с пентландитом.

Рентгенофазовым анализом выявлено, что большая часть пирротина представлена

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

моноклинной модификацией, что создало предпосылки для исследований применения методов магнитного обогащения. Для определения оптимальной величины магнитной индукции при проведении магнитной сепарации исходного малоникелистого пирротинового продукта (содержание твердого в пульпе 35-39%) были поставлены тестовые эксперименты в диапазоне 50-600 мТл, наиболее высокие показатели эффективности разделения были получены в опытах с величиной магнитной индукции 300 мТл: операционное извлечение никеля в магнитную фракцию (МФ) составило 35,57% при содержании никеля 0,93%. Для сравнения: при флотационном обогащении операционное извлечение составило 35,09% при содержании никеля 1,12%. Проведёнными исследованиями показана принципиальная возможность замены флотационного обогащения магнитным, при этом в обогащенном продукте повышается содержание серы с 20,4 до 26,8%, что является положительным фактором для его дальнейшей гидрометаллургической переработки.

С учетом того, что шихта руд, поступающая на ГОФ, имеет непостоянный долевого состав по типам руд и, соответственно, количество пирротина, его вещественный состав и свойства изменяются в достаточно широком диапазоне, наибольший интерес дальнейших исследований состоял в подборе оптимальной конфигурации флотации и магнитной сепарации малоникелистого продукта.

Таблица 1 – Результаты экспериментов по флотационному и магнитному обогащению МП

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Эффективность по Ni, %
		Ni	S	Ni	S	
Вариант 1 – существующая схема ГОФ						
<i>Дофлотация малоникелистого пирротина (МП) 20 мин</i>						
Концентрат (20')	20,06	1,12	20,40	35,09	20,88	13,44
Вариант 2 – увеличенное время дофлотации МП до 30 мин						
Концентрат (30')	25,14	0,96	21,20	41,21	27,90	16,16
Вариант 3 – Магнитная сепарация перед дофлотацией МП						
Магнитная фракция	26,35	0,93	26,80	35,57	37,23	17,78
Концентрат (20')	32,95	0,87	23,53	41,39	40,89	
Σ МФ+КДНФ*	59,30	0,89	24,99	76,96	78,11	
Вариант 4 – Магнитная сепарация после дофлотации МП						
Концентрат (20')	20,06	1,12	20,40	35,09	20,88	21,71
Магнитная фракция	25,40	0,81	26,70	31,94	34,60	
Σ к-т (КДМП**+МФ)	45,46	0,94	23,92	67,03	55,48	

Примечание: * - концентрат дофлотации немагнитной фракции; ** - концентрат дофлотации малоникелистого пирротина.

В таблице 1 представлены результаты экспериментов по автономному применению методов обогащения и их комбинаций, дополнительно проведены опыты по увеличению времени флотации относительно промышленного в базовом варианте (с целью достоверного сравнения варианта установки магнитных сепараторов перед расширением парка флотационного оборудования).

Из представленных данных следует, что оптимальным вариантом является применение магнитной сепарации на хвостах дофлотации МП (вариант 4) – достигнута наиболее высокая эффективность обогащения по никелю - 21,71%. При комбинации магнитной сепарации МП перед флотационным обогащением (вариант 3) эффективность обогащения по никелю составляет 17,78%.

Investigation of flotation and magnetic properties of varieties of low-nickel pyrrhotite

Lesnikova L.S., Datsiev M.S., Sisina A.N., Velichko V.V., Lihachyova T.A.

The article summarizes the results of the study of the use of flotation and magnetic methods of enrichment of the low-nickel pyrrhotite product of the Talnakh Concentrator.

ИССЛЕДОВАНИЯ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ Au-Cu-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ*

М.А. Гурман

Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН),
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: mgurman@yandex.ru

Приведены результаты исследования по извлечению магнетита из хвостов сульфидной флотации Au-Cu-порфировой руды. В выделенных концентратах магнитной фракции с содержанием 63,8% и 50,3% Fe выявлены интерметаллиды состава Fe, Cr, Ni, Ti, Mn и самородное железо.

Медно-порфировые руды являются важным сырьем для попутного извлечения золота, серебра, МПГ, молибдена, рения, селена, теллура и др.[1]

Исследуемая нами первичная Au-Cu-порфировая руда уч. Свобода Малмыжского месторождения характеризуется комплексным составом. Наличие в камерном продукте сульфидной флотации магнетита с примесями Pt, Ti, Mn, Cr, V, Ni [2, 3] послужило основанием для его выделения с целью доизвлечения железа и сопутствующих ценных элементов для возможного снижения их потерь с отвальными хвостами. Способ обогащения в данном случае определяется магнитными свойствами и характером вкрапленности магнетита [4, 5]. В составе хвостов коллективного цикла флотации (крупностью 87,1% класса -0,071мм) преобладает кварц; минералы железа представлены преимущественно магнетитом, доля пирита – 0,6%, халькопирита – 0,1% [2]; содержание Fe составляет 3,64%. Магнетит представлен тонкими зернами, агрегатными скоплениями, микровключениями и прожилковыми обособлениями в кварце, сложными срастаниями с кварцем, пиритом, халькопиритом (1-100 мкм).

С целью выделения магнетита флотационные хвосты подвергали магнитному

* Исследования выполнены на оборудовании ЦКП «ЦИМС» ИГД ДВО РАН. Часть исследований по электронной микроскопии выполнена с использованием приборов ИТиГ ДВО РАН.

разделению в слабом магнитном поле сухим способом. Эксперименты осуществлялись в замкнутом цикле. Схема обогащения включала: основную магнитную сепарацию, перечистки магнитной фракции с получением концентрата 1, контрольные сепарации и перечистки объединенных магнитных фракций с получением концентрата 2. Немагнитная фракция представляет хвосты обогащения.

В результате сепарации выделены концентраты магнитной фракции 1 и 2 с содержанием железа 63,85% и 50,31% при извлечении 11,23% и 15,9%, соответственно. По флотационно-магнитной схеме извлечение Fe составило 49% при содержании в немагнитной фракции 2,7%.

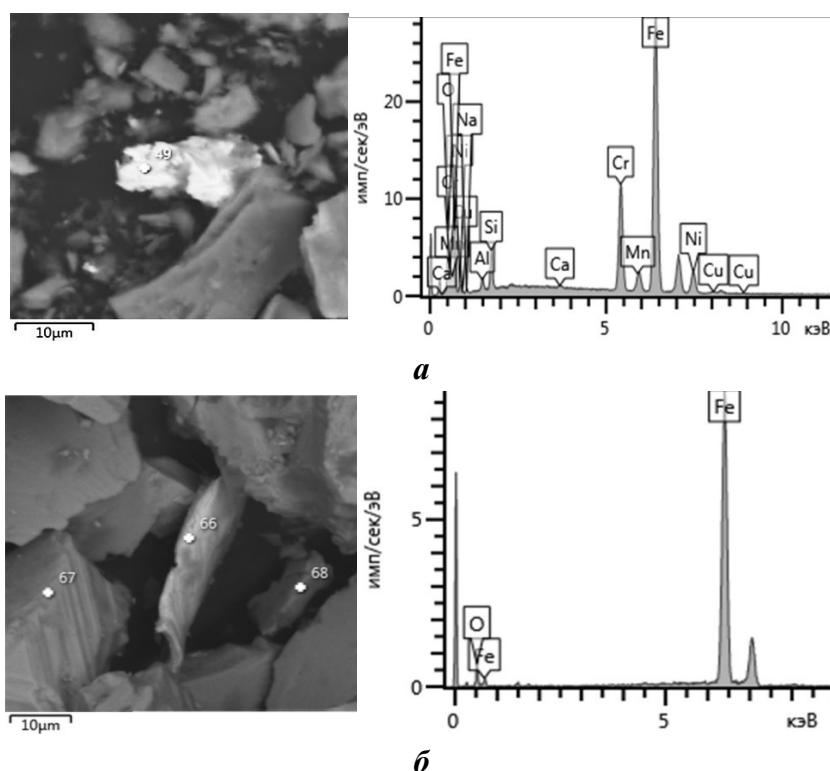


Рисунок 1. Магнетитовый концентрат:

а – интерметаллид со шламовым налетом, спектр 49 (масс.%): Fe 65.3, Cr 15.3, Ni 7.6, Mn 1.6, Cu 0.9, Si 2.9, Al 1, Na 0.7, O 4.7; б – самородное железо спектр 68 (масс.%): Fe 97.2, O 2.8 - без примесей; спектр 67 (масс.%): Fe 95.7, Ti 0.3, Si 2.9, Al 1, O 4.7 - с примесью титана и шламовым покрытием; спектр 66 (масс.%): Fe 53.6, Ni 36.9, Mg 0.3, Ca 0.2, Si 0.8, Al 1.7, O 6.5 - сплав никеля и железа (инвар) со шламами

Согласно данным электронно-микроскопических исследований (SEM) в составе концентратов преобладает магнетит (65-80%). Потери с немагнитной фракцией обусловлены тонкой вкрапленностью магнетита в минералы рудовмещающих пород и, как следствие, пониженными магнитными свойствами.

Методами SEM в составе концентратов магнитной фракции установлены примеси Pt и Os в микросростках магнетита и кварца; определены микровключения Pt в магнетите размером 0.5-2µм [2, 3]. В концентратах диагностированы интерметаллиды, в составе которых Fe, Cr, Ni, Ti, Mn с содержанием (масс. %): Fe (60-82), Cr (0.4-20.5), Ni (3-8), Ti

(0.4-1), Mn (0.5-3.5) и Fe(53), Ni(36); в виде свободных зерен и включений в магнетите выявлено самородное железо (масс.%): 86-96 (рисунок). В магнетите определены примеси (масс.%): Cr – 0.2-1.7; Ni – 0.8-1.1; Ti – 0.4-1.9; Mn – 0.2-1.2; V – 0.15-0.3; Cu – 0.1-0.5.

Список использованных источников

1. Седельникова Г.В. и др. Сырьевая база, состояние и перспективы переработки медно-порфировых руд за рубежом и в России // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения-2019)– Иркутск, Репроцентр А 1, 2019. – 468 с.
 2. Rasskazov I.Yu., Gurman M.A., Shcherbak L.I. The Genetic Features and Flotation Properties of Porphyry–Copper–Gold Ore // Doklady Earth Sciences, 2023.
 3. Gurman M.A., Shcherbak L.I. Process Mineralogy of the Malmyzh Deposit // Journal of Mining Science, 2023, 59(1), pp. 148-156.
 4. Пелевин А.Е. и др. Повышение качества магнетитовых концентратов при раздельном обогащении природных типов и разновидностей железных руд // ГИАБ. 2021. № 11(1). С.306-317.
 5. Gurman M.A., Shcherbak L.I. Process Mineralogy and Pre-Treatment of the Poperechny Deposit Magnetite Ore. Journal of Mining Science, 2018, 54(3), pp. 497-506.
-

Research magnetic separation of porphyry Cu-Au ore

Gurman M.A.

Research results on magnetite recovery from sulfide flotation tailings of Porphyry Cu-Au ore are presented. In the obtained concentrates of the magnetic fraction containing 63.85% and 50.31% Fe, intermetallic compounds of the composition Fe, Cr, Ni, Ti, Mn and native iron were identified.

РОЛЬ ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ В АКТИВАЦИИ СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ

Т.Г. Гаврилова

Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН),
г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: gavrilova.t.g@mail.ru

Показано, что образующийся при активации сульфидной флотации катион-коллекторный комплекс или осадок обладает собирательными свойствами и действует на основании механизма работы физической формы сорбции реагента.

Необходимость для флотационного процесса физической формы сорбции, поверхностно-активной по отношению к границе раздела “газ – жидкость”, заключается в ее свойстве изменять гидродинамику элементарного акта флотации и сокращать время индукции [1].

Согласно [2] поверхностно-активный, физически закрепившийся собиратель нарушает баланс энергетических состояний на границах раздела контактирующих сред.

Нарушение баланса происходит после локального прорыва прослойки жидкости, разделяющей объекты взаимодействия.

Нарушение термодинамически равновесного состояния реализуется вне зависимости от состояния минеральной поверхности и природы физически закрепившегося на ней собирателя, что является основной причиной снижения избирательности процесса. Высокое поверхностное давление и, соответственно, высокая скорость растекания физической формы сорбции собирателя по границе раздела "газ-жидкость" приводят к ускорению удаления жидкости из прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек. В результате сокращается время индукции и увеличивается извлечение полезного компонента.

На основании представленного в работе [1] анализа результатов флотационных экспериментов показан механизм активации флотации с образованием катион-коллекторного комплекса или осадка (физическая форма сорбции), который действует как неселективный собиратель.

Возможность активации флотации минералов различной природы собирателями разного типа указывает на применимость механизма работы физически сорбируемого собирателя для раскрытия роли ионов металлов в активации флотации или ее подавления.

Цель работы — доказательство связи извлечения полезного компонента с поверхностно-активными свойствами катион-коллекторного комплекса на примере активации флотации галенита продуктами нестехиометрического взаимодействия сульфгидрильных собирателей (этиловый ксантогенат калия (КЕХ), диэтилдитиокарбамат натрия (ДЭДТК)) с ионами свинца.

Физическая форма сорбции может быть представлена не только диксантогенидом, но и ксантогенатами различных металлов.

В исследованиях [3] на основе экспериментов пришли к выводу, что диксантогенид не может образоваться на галените в растворе этилового ксантогената, содержащего кислород. Остаточный потенциал галенитового электрода значительно ниже, чем потенциал, требуемый для образования диксантогенида.

В [4] обнаружена возможность образования диксантогенида при соответствующей концентрации (10^{-4} моль/л) реагента и потенциале пульпы. Аналогично в [5] экспериментально показано, что на поверхности галенита находится около 1% диксантогенида. Применение тонкодисперсного этилового ксантогената свинца в качестве собирателя привело к сравнительно высокому извлечению галенита [6].

В работе [7] на основе сопоставительного анализа данных ИК-спектроскопии предположено, что адсорбируемым веществом в системе "сульфид свинца – раствор ксантогената" является ксантогенат свинца в молекулярной форме. Из этого следует, что покрытие поверхности будет определяться растворимостью минерала PbS и формированием осадка ксантогената свинца.

Автор считает, что разные образцы сульфида свинца могут достигать разной степени покрытия поверхности адсорбированным ксантогенатом при одной и той же

концентрации ксантогената в растворе и в одинаковых условиях эксперимента, в зависимости от свойств образца. Предполагается, что ксантогенаты металла в молекулярной форме гидрофобизируют минеральную поверхность и тем самым обеспечивают контакт минеральной частицы с пузырьком. По какому механизму происходит закрепление солей ксантогеновой кислоты на минерале — не уточняется.

Эффект усиления флотуемости сульфидов при добавлении ионов цветных металлов указывает, что помимо продуктов образующихся согласно электрохимической теории имеются и другие формы сорбции реагента, способствующие формированию флотационного комплекса.

В [8] утверждается, что увеличение флотуемости галенита в щелочной области рН обусловлено поверхностно-активными свойствами ксантогената гидроксометалла, меняющих гидродинамику взаимодействия объектов: пузырька и частицы минерала. Указанные соединения обладают активностью по отношению к границе раздела “газ – жидкость”.

На данном этапе исследования для определения поверхностно-активных свойств катион-коллекторного комплекса (соотношение $Pb(NO_3)_2$: КЕХ – 1:5) выполнены эксперименты по измерению скоростей растекания продуктов взаимодействия этилового ксантогената с нитратом свинца по поверхности дистиллированной воды при различных показателях рН. Измерения проводились методом скоростной видеосъемки на специальной установке [9].

Получившиеся зависимости представлены на рисунке.

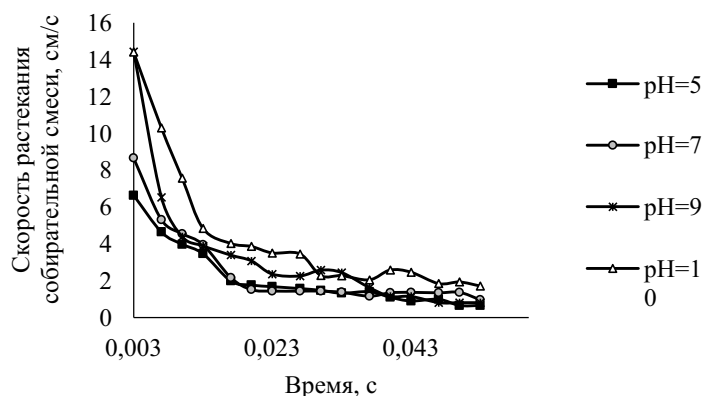


Рисунок. Скорость растекания продуктов взаимодействия этилового ксантогената с нитратом свинца в зависимости от времени при различных рН. Мольное соотношение концентраций $Pb(NO_3)_2$ и КЕХ (1:5)

Понижение скорости растекания производных форм нестехиометрического взаимодействия ксантогената с металлом в нейтральной области рН замедлит удаление жидкости из прослойки, разделяющей объекты взаимодействия. Время индукции увеличится, соответственно понизится извлечение. Такой же эффект — подавление флотации — наблюдается и при увеличении мольного соотношения концентраций $Pb(NO_3)_2$ /КЕХ. Полученные результаты дают объяснение снижению флотуемости при изменении соотношений концентраций свинца и ксантогената в нейтральном диапазоне рН [10].

Для оценки флотационной активности собирателя использован критерий – работа физической формы сорбции при растекании ее по границе раздела “газ-жидкость” (А,

Дж). Данный критерий равен произведению поверхностного давления в пленке (π , Н/м) на площадь (S , м²), покрываемую реагентом в единицу времени. Работа по удалению жидкости с поверхности флотационных частиц размером 100×100 мкм составит $\pi S \cdot 10^{-8}$ Дж. Для систем, полученных при рН = 9 и мольном соотношении $Pb(NO_3)_2$:ДЭДТК (1:5) и $Pb(NO_3)_2$: КЕХ (1:5) поверхностные давления равны 1.3 и 1.6 мН/м соответственно. Работа, выполняемая этими системами при растекании по поверхности воды $1.3 \cdot 10^{-11}$ и $1.6 \cdot 10^{-11}$ Дж. Таким образом, большую работу по осушению минеральной частицы под пузырьком выполняет система, полученная с ксантогенатом.

Для сопоставления критерия работы физической формы сорбции с показателями извлечения проведены флотационные эксперименты на свинцовой руде Горевского месторождения.

В работе использовались КЕХ (ГОСТ 7927-75), ДЭДТК (ГОСТ 8864-71), пенообразователь Т-80. Корректировка рН проводилась с применением NaOH (ГОСТ Р 55064-2012). Для получения собирателей в форме осадков тяжелых металлов применялся нитрат свинца $Pb(NO_3)_2$ (ГОСТ 4236-77).

Флотация осуществлялась на лабораторной механической флотомашине 189 ФЛ с объемом камеры 300 мл, навеска руды – 100 г, флотационная крупность -71 мкм (80%), рН = 9. Время агитации 3 мин, время флотации 5 мин. Величина работы выполняемой этиловыми осадками ксантогената свинца, выше чем у этиловых осадков карбаматов свинца, что коррелирует с полученными показателями извлечения Pb 74.62% и 71.31% соответственно.

Эффект действия физической формы сорбции реагента-собирателя проявляется на границе раздела «газ-жидкость» и не связан с поверхностными свойствами минералов.

Список использованных источников

1. Кондратьев С.А. и др. Повышение селективности флотационного разделения минералов на основе механизма работы физически сорбируемого собирателя // ФТПРПИ. 2023. № 6. С. 105-116.
2. Кондратьев С.А. Подходы к выбору флотационных реагентов-собирателей // ФТПРПИ. 2022. № 5. С. 109-124.
3. Finkelstein N.P., Poling G.W. The role of dithiolates in flotation of sulfide minerals // Mineral Science Engineering. – 1977. - Vol. 9. — P. 177 – 197.
4. Pritzker M.D., Yoon R.H. Thermodynamic calculations on sulfide flotation systems: I. Galenaethyl xanthate system in the absence of metastable species / Int. J. of Mineral Processing. – 1984. - Vol. 12. — P. 95 – 125.
5. Lippinen J.O., Basilio C.I. et al. In-situ FTIR study of ethyl xanthate adsorption on sulfide minerals under conditions of controlled potential // Int. J. of Mineral Processing, 1989, V. 26. P. 259–274.
6. Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я. и др. Вопросы теории и технологии флотации / Тр. института “Механобр”. — 1959. — Вып. 124. – С. 392.
7. Nowak P. Xanthate adsorption at PbS surfaces: molecular model and thermodynamic description / Colloids and surfaces A: Physicochem. Eng. Aspects. 1993. Vol. 76. — P. 65–72.
8. Кондратьев С.А. и др. Влияние физической формы сорбции собирателя на флотацию галенита ксантогенатом в присутствии ионов Pb^{2+} // ФТПРПИ. 2023. № 4. С. 118-129.
9. Гаврилова Т.Г., Кондратьев С.А. Влияние физической формы сорбции собирателя на

- активацию флотации сфалерита / ФТПРПИ. – 2020. – № 3. – С. 131-143
10. Liu B., Wang X., Du H. et al. The surface features of lead activation in amyl xanthate flotation of quartz / Int. J. Min. Proc.. – 2016. - Vol. 151. — P. 33 – 39.
-

The role of the physical form of sorption in the activation of sulfide flotation

Gavrilova T.G.

It has been shown that the cation-collector complex or precipitate formed during the activation of sulfide flotation has collecting properties and acts based on the mechanism of operation of the physical form of reagent sorption.

ГРАВИТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ТОНКОИЗМЕЛЬЧЕННОЙ СУЛЬФИДНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ ШЛАМОВЫХ ВИНТОВЫХ СЕПАРАТОРОВ

А.И. Башелханова¹, Н.Ю. Турецкая²

¹ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: ikk@spirit-irk.ru

²Институт земной коры СО РАН (ИЗК СО РАН), г. Иркутск, Российская Федерация

В статье приведены результаты лабораторных испытаний проб сульфидной золотосодержащей руды. В ходе работы была проведена оценка перспективности применения гравитационных методов обогащения на тонкоизмельченных продуктах флотации действующей ЗИФ Золоторудной компании ОМЧАК.

Золоторудная компания «Омчак» - одно из передовых предприятий Забайкальского края, которое уже много лет занимается добычей золота и серебра из кварц-сульфидных руд Верхне-Алиинского месторождения.

В основе технологии обогащения на фабрике лежит дробление, измельчение, гравитация исходной руды на концентрационных столах, где концентрируется крупное золото. Далее гравитационный концентрат направляется на интенсивное цианирование. Все кроме гравитационного концентрата доизмельчается и отправляется на флотационное обогащение, где пенный продукт сгущается и направляется на сорбционное цианирование.

При тонком измельчении в пульпе появляется большое количество тонких шламов, которые ухудшают флотацию за счет уменьшения скорости и избирательности флотации и увеличения расхода реагентов.

При выборе оптимальной степени измельчения стремятся обойтись, возможно, более крупным измельчением руды [1]. В связи с данным фактором принято провести испытания на шламовых винтовых сепараторах с доводкой черновых концентратов на концентрационных столах.

Задача данного исследования заключалась в изучении возможности обогащения

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

продуктов флотации с помощью винтовой сепарации с целью повышения содержания золота в данных продуктах.

Для испытаний выбраны следующие продукты флотации ЗИФ: питание флотации; концентрат флотации; хвосты флотации; гравифлотоконцентрат.

В исследуемых продуктах технологической схемы ЗИФ по данным гранулометрического анализа от 61 до 82% золота распределено в класс менее 20 мкм, что затрудняет процессы флотации и гравитации в целом.

Для винтовой сепарации характерно предварительное обесшламливание материала, [2] но поскольку выход класса менее 20 мкм во всех продуктах составляет более 40% с распределением в этот класс как говорилось ранее от 61-82% золота с наибольшим содержанием по гранулометрическому составу, то отсеивание данного класса будет сопровождаться колоссальными потерями ценного компонента.

Таблица – Гранулометрический анализ продуктов флотации действующей ЗИФ

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
+0,125	4,14	0,18	0,40
-0,125+0,071	17,76	0,29	2,79
-0,071+0,040	23,16	1,15	14,41
-0,040+0,020	12,62	3,12	21,30
-0,020+0	42,31	2,67	61,10
Исходный: питание флотации	100,00	1,85	100,00
+0,071	5,70	7,05	2,08
-0,071+0,040	13,60	14,55	10,23
-0,040+0,020	20,13	24,75	25,47
-0,020+0	60,58	19,45	62,22
Исходный: концентрат флотации	100,00	19,14	100,00
+0,125	6,82	0,51	7,69
-0,125+0,071	20,93	0,18	8,33
-0,071+0,040	22,08	0,17	8,30
-0,040+0,020	12,74	0,28	7,88
-0,020+0	37,42	0,82	67,81
Исходный: хвосты флотации	100,00	0,45	100,00
+0,071	2,85	7,50	0,97
-0,071+0,040	10,55	9,40	4,49
-0,040+0,020	14,36	18,65	12,12
-0,020+0	72,24	25,20	82,42
Исходный: гравифлотоконцентрат	100,00	22,09	100,00

Данные минералогического анализа пробы питания флотации показывают, что основная масса пробы (72,41%) сложена кварцем, полевыми шпатами и слюдами (биотит, мусковит). Также в материале пробы обнаружены тальк (11,21%), пироксены (4,45%), глинистые минералы (3,72%), пирит (3,09%), амфиболы (2,62%), карбонаты (2,17%). В единичных зёрнах визуализируется халькопирит, магнетит, гранаты и гидроксиды железа. Обломки пород присутствуют в материале пробы в количестве

0,32%. Самородное золото в материале пробы питания флотации не визуализируется.

Для испытаний винтовой сепарации был выбран лабораторный винтовой шламовый сепаратор марки СВШ-500. Шламовые винтовые сепараторы (винтовые шлюзы) имеют слабовогнутый профиль поперечного сечения желоба, и применяются для обогащения тонкозернистых минералов (менее 0,5 мм).

В результате выполненных тестов получены следующие показатели:

- ✓ из хвостов флотации получен концентрат с содержанием золота 31,7 г/т, с извлечением золота в него на уровне 11,69%;
- ✓ из питания флотации получены концентраты со следующими характеристиками:
содержание золота 74,2 г/т - извлечение 26,5%;
содержание золота 150 г/т – извлечение 19,53%;
содержание золота 36,5 г/т – извлечение 16,92%;
- ✓ из концентрата флотации получены концентраты со следующими характеристиками:
содержание золота 1386 г/т – извлечение 4,87%;
содержание золота 1993 г/т – извлечение 7,60%.
- ✓ из гравифлотоконцентрата (ГФК) получен богатый концентрат, потенциально пригодный для интенсивного цианирования с выходом 5,68% от исходного ГФК, содержанием золота 50,6 г/т и извлечением золота в него порядка 12,7%.

Исходя из вышеизложенного, на фабрике возможно получение богатых концентратов из продуктов флотации, пригодных для цианирования, а также возможно сократить фронт флотации путем экологически чистого обогащения на шламовых винтовых сепараторах.

Список использованной литературы

1. Воробьев Н.И., Новик Д.М. Обогащение полезных ископаемых - Минск: БГТУ, 2008. 174с.
 2. Аникин М.Ф., Иванов В.Д., Певзнер М.Л. Винтовые сепараторы для обогащения руд - Москва, Издательство Недр, 1970. - 184 с.
-

Gravity beneficiation of finely ground sulphide gold-bearing ore using slurry screw separators

Bashelkhanova A.I., Turetskaia N.Y.

The article presents the results of laboratory tests of sulfide gold-bearing ore samples. In the course of the work the prospects of application of gravity enrichment methods on finely ground flotation products of the operating mill of OMCHAK Gold Ore Company were evaluated.

ПРИМЕНЕНИЕ ТЯЖЁЛЫХ ОДНОФАЗНЫХ СРЕД ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ОБОГАЩЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ

И.А. Бураков¹, А.Ю. Бураков², И.С. Никитина¹, А.И. Горбунов¹, К.М. Аунг¹

¹Национальный исследовательский университет «МЭИ» (НИУ МЭИ),
Москва, Российская Федерация, e-mail: *BurakovIA@mpei.ru*

²ООО «АкваАналитика», Москва, Российская Федерация

Рассмотрена возможность применения в процессах гравитационного обогащения в тяжёлосредных сепараторах однофазных тяжёлых сред природного и техногенного происхождения. Получены технологические показатели процессов обогащения, определены зольность и теплота сгорания в исходном и обогащённом угле.

Наиболее эффективным, но и наиболее затратным методом гравитационного обогащения углей по [1] является тяжёлосредная сепарация. В настоящее время в промышленности в качестве тяжёлой среды используются суспензии [1–6] с различными видами частиц-утяжелителей (магнетит, кварцевый песок, глина, сланцевые породы, лесс, барит, пирит, ферросилиций, галенит).

Применение суспензий в качестве тяжёлой среды позволяет варьировать плотность тяжёлой среды в широком диапазоне, что обеспечивает высокие значения технологических показателей процессов обогащения. Однако, на основании работ [1–3, 7] выделяют следующие проблемы, возникающие при эксплуатации суспензий в тяжёлосредных сепараторах, а именно: трудности при приготовлении суспензий; высокая стоимость частиц-утяжелителей; постоянная потребность в гомогенизации суспензий и их обновлении; наличие уноса частиц-утяжелителей в концентрат, промежуточный продукт и в отходы.

Для решения всех, либо части представленных выше проблем рядом исследователей проводились экспериментальные работы по использованию в качестве тяжёлой среды однофазных жидкостей органического и минерального происхождения повышенной плотности. В рамках испытаний в качестве тяжёлой среды рассматривалось применение: высокоплотных жидкостей органического происхождения – трихлорэтан, пятихлорэтан, диброметан, бромформ, ацетилентетрабромид, трихлорфторметан, четырёххлористый углерод [2, 5, 6]; высокоплотных жидкостей минерального происхождения – хлористый кальций, хлористый цинк, йодистая ртуть, йодистый калий [2, 5, 6, 8].

По результатам испытаний часть вышеперечисленных жидкостей нашло применение в предварительных испытаниях на обогатимость, часть высокоплотных однофазных жидкостей решено было не использовать. Причиной тому являются следующие негативные факты применения вышеперечисленных высокоплотных однофазных жидкостей [2, 5, 6, 8]: высокая стоимость рассмотренных жидкостей; их

токсичность; возникающие трудности в проведении процессов регенерации высокоплотных жидкостей; возникающие трудности при эксплуатации рассматриваемых жидкостей.

В рамках решения проблем, возникающих при эксплуатации суспензий, и в рамках решения проблем, имеющих при использовании высокоплотных однофазных жидкостей, были проведены исследования, целью которых являлось определение возможности использования в качестве тяжёлых сред однофазных высокоплотных жидкостей природного и техногенного происхождения. В качестве тяжёлой среды были рассмотрены природные подземные хлоридные натриевые рассолы (плотность 1160–1175 кг/м³); бишофит (1200–1300 кг/м³); сточные воды Na-катионитных фильтров (плотность 1096–1163 кг/м³); высокоминерализованные воды поверхностных источников (плотность 1210 кг/м³). Природные подземные хлоридные натриевые рассолы используются в системе энергетических объектов для регенерации Na-катионитных фильтров.

Основные испытания на обогащение проводились в следующей последовательности. На этапе предварительных процессов обогащения исходный уголь проходил операции дробления и измельчения. Исходный уголь классифицировался по классам крупности менее 0,315 мм; 0,315 – 2 мм; 2 – 3,25 мм; 3,25 – 5,5 мм; 5,5 – 10 мм. На этапе основного обогащения навеска исходного угля соответствующей крупности помещалась в рабочую зону лабораторного сепаратора. Менее плотная часть всплывала вверх, более плотная – тонула. После извлечения концентрат (всплывшая часть) угля промывался водой из системы водоснабжения НИУ «МЭИ» (удельная электропроводность 350 мкСм/см) и высушивался до постоянной массы. Зольность в пробах определялась в соответствии с ГОСТ Р 55661-2013. Результаты исследований частично представлены в работах [2, 3, 7, 9] и в таблице 1.

Таблица 1 – Технологические характеристики процессов обогащения с применением в качестве тяжёлой среды однофазных жидкостей природного и техногенного происхождения

Месторождение угля, страна	Средняя плотность угля, кг/м ³	Плотность тяжёлой среды, кг/м ³	Извлечение в концентрат (ϵ_k), %	Максимальная эффективность обогащения (η), %
Калева, Мьянма	1490	1096–1300	до 61,7	до 63,6
Тигиит, Мьянма	1228	1096–1300	до 55,7	до 56,1
Чжо Сейн, Мьянма	1098	1160–1165	до 76,0	до 65,1
Та Пей Чун, Мьянма	1728	1200–1300	до 7,9	до 4,16
Синтаунг, Мьянма	1084	1096–1165	до 83,6	до 66,5
Багануур, Монголия	1388	1165	До 74,6	до 36,1
Шивэ-Ово, Монголия	1160	1165	до 84,8	до 58,6
Налайих, Монголия	1333	1165	до 65,9	до 44,5
Зидди, Таджикистан	1229	1210	до 65,8	до 67,8
Кузнецкий (Дп), РФ	1339	1125–1165	до 58,0	до 47,8
Эльгинское (Б), РФ	1262	1125–1165	до 58,0	до 49,8
Подмосковный (Б), РФ	1220	1125–1175	до 63,0	до 56,5

Для части испытуемых углей согласно ГОСТ 147-2013 определены теплоты сгорания для исходного угля и концентрата. Результаты представлены в [9] и в таблице 2.

Таблица 2 - Теплоты сгорания исходных и обогащённых, с применением сточных вод Na-катионитных фильтров, углей [9]

Уголь месторождения	Размер обогащаемого угля, мм	Низшая теплота сгорания на рабочую массу, МДж/кг	
		Исходный уголь	Обогащённый уголь
Тигиит	менее 0,315	21,3	23,5
Калева	менее 0,315	25,9	30,1
Синтаунг	0,315 – 2,0	15,2	22,1

На основании полученных данных можно констатировать, что для определённого типа и класса углей применение рассмотренных тяжёлых сред природного и техногенного происхождения могут решать часть обозначенных проблем процессов тяжёлосредного обогащения, возникающих при использовании в качестве тяжёлой среды суспензии. Однако, не для всех типов углей рассмотренные среды подходят (к примеру, уголь месторождения Та Пей Чун обогатить ими не получится). Помимо этого, основываясь на полном представленном обзоре, следует обратить внимание, что при реализации процессов обогащения образуется значительное количество отходов до 40–50% при зольности отходов 60–90% [2, 3, 7, 9], что говорит о значительном выходе органической части угля в отходы.

Список использованных источников:

1. Авдохин В.М. Обогащение углей / учебник для вузов, 2 т. – М.: Издательство «Горная книга» // 2012. Т. №1. «Процессы и машины» – 424 с.
2. Йе В.А. Исследование эффективности применения процессов энерготехнологической переработки твёрдого топлива для его дальнейшего использования на тепловых электрических станциях в условиях Мьянмы // Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Москва, НИУ «МЭИ», 2023 – 125 с.
3. Бураков И.А. и др. Исследование возможности использования сточных вод Na-катионитных фильтров для обогащения энергетических углей в рамках ТЭС// Энергосбережение и водоподготовка, №6 (140), 2022, с. 4–8.
4. Шохин В.Н. Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. учеб. для вузов – 2-е издание, перераб. и доп. – М.: «Недра», 1993 – 350 с.
5. Воробьев Н.И., Новик Д.М. Обогащение полезных ископаемых. - Минск: БГТУ, 2008. 174с.
6. Клейн М.С., Вахонина Т.Е. Технология обогащения углей // Электрон. дан. Кемерово: КузГТУ, 2011 – 128 с.
7. Аунг Х.Н. Разработка методов повышения эффективности получения экологически чистого топлива на основе переработки твёрдого топлива для условий Мьянмы // Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Москва, НИУ «МЭИ», 2023. 111 с.
8. Ощепков И.А. и др. Натриевые соли низших карбоновых кислот – активизаторы гравитационного обогащения углей в водных тяжёлых средах //Вестник КГТУ, №4, 2009, С. 42–48.

9. Аунг К.М. Разработка технологии использования высокоминерализованных сточных вод энергетических объектов в процессе обогащения углей для условий Мьянмы // Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Москва, НИУ «МЭИ», 2024 – 131 с.
-

The use of heavy single-phase media of natural and man-made origin in the processes of enrichment of energy coals

Burakov I.A., Burakov A.Y., Nikitina I.S., Gorbunov A.I., Aung K.M.

The possibility of using single-phase heavy media of natural and man-made origin in gravity enrichment processes in heavy-medium separators is considered. The technological parameters of the enrichment processes were obtained, the ash content and heat of combustion in the initial and enriched coal were determined.

ИСПЫТАНИЯ ВЯЗКОСТНЫХ ПРИСАДОК ЖИРОВОЙ МАЗИ РАЗЛИЧНОГО СОСТАВА В СХЕМАХ ЛИПКОСТНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

С.А. Петрова, А.А. Головизина, А.А. Ширкин, С.П. Данилова

Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный,
Республика Саха (Якутия), Российская Федерация

Представлены результаты экспериментальных исследований и опытно-промышленных испытаний адгезионных свойств образцов липкого состава, изготовленных с использованием вязкостных присадок различных модификаций. Установлен наиболее эффективный состав вязкостной присадки для заданных условий и определено наиболее оптимальное соотношение компонентов липкого состава при его использовании.

В качестве конечной контрольной операции для извлечения алмазов класса -6 мм в технологии обогащения алмазосодержащего сырья на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» применяется липкостная сепарация, Состав мази на валике липкостного сепаратора во многом обеспечивает избирательное закрепление кристаллов алмаза на поверхности липкого покрытия.

Адгезионные свойства липкого покрытия обусловлены в первую очередь соотношением входящих в него компонентов, основными из которых являются: петролатум; октол-600А; масла индустриальные И-40А, И-30А [1, 2].

Вязкостная присадка Октोल-600А является одним из основных компонентов мази, обеспечивает требуемые адгезионные свойства состава. Октोल 600А принадлежит к низкомолекулярным полибутиленам и обладает свойствами, соответствующими требованиям технологии приготовления липкого состава, обеспечивающими селективность процесса липкостной сепарации.

Основной физико-химический показатель липкого состава – его пенетрация,

значения которой характеризуют твердость поверхности мази в процессе извлечения алмазов при определенных соотношениях перечисленных компонентов [3].

В условиях прекращения поставок данного компонента возникла необходимость решения задачи по замене Октола 600А на аналогичный отечественный продукт, обладающий требуемыми свойствами в условиях эксплуатации на предприятиях АК «АЛРОСА».

Задача настоящих исследований заключалась в опытно-промышленной апробации и сравнительном анализе технологических свойств образцов липкого состава, приготовленного с использованием вязкостных присадок отечественного производства, отличающихся по определенным показателям, обоснованным исследованиями института «Якутнипроалмаз».

Экспериментальные исследования выполнены в лаборатории института «Якутнипроалмаз» и в технологических схемах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА».

По результатам ранее выполненных исследований за наиболее оптимальные показатели липкого состава для условий обогатительных фабрик АК «АЛРОСА» приняты для ленточных сепараторов значения пенетрации в следующих пределах: после застывания 60 - 80 мм, а после перемешивания 200 - 260 мм.

В период настоящих исследований выполнена оценка соответствия испытуемых образцов требованиям и нормам ТУ38.001179-74 (нормативно технической документации для присадок типа ОКТОЛ), указанным в таблице 1.

Таблица 1 – Контрольные показатели состава присадки на основе ранее используемого Октол 600А

№ п/п	Показатели	Норма по ТУ38ЮО1 179-74	Используемый ранее Октол-600А -контрольный образец
1	Кислотное число, мг КОН на 1 г масла, не более	0,03	0,01
2	Кинематическая вязкость при 100°С, мм ² /с	не менее 550	576
3	Температура вспышки в открытом тигле, °С	220	268
4	Содержание механических примесей, 0/0, не более	0,05	0,01
5	Содержание водорастворимых кислот и щелочей	отсутствие	отсутствие
6	Массовая доля воды, %, не более	0,1	отсутствие
7	Вязкость кинематическая раствора октола-600А в реактиве «А», мм ² /с:- при +100°С; - при -35°С, не более; - стабильность вязкости	7,8-8,0 7500 стабилен	7,55 7140 стабилен

В качестве опытных образцов липкого состава использованы:

- ✓ контрольные образцы, приготовленные с использованием вязкостной присадки Октол 600А, характеристики которого приведены в таблице 1;
- ✓ опытные образцы, приготовленные на основе новых (альтернативных) присадок: КП-10, КП-10С, КП-10П и Октол -600.

Испытания выполнены для каждого образца в несколько серий с оценкой контролируемых параметров и учетом исходных характеристик исследуемой вязкостной присадки. Внешний вид контрольного образца и одной из исследуемых присадок приведены на рисунке 1.

По внешнему виду альтернативные образцы отличаются от контрольной присадки Октол-600А медовым цветом со светло-янтарным оттенком, желеобразной структурой, больше похожей на клей. Кинематическая вязкость опытных образцов более высокая по сравнению с контрольным (в среднем 973 против 576 мм²/с).

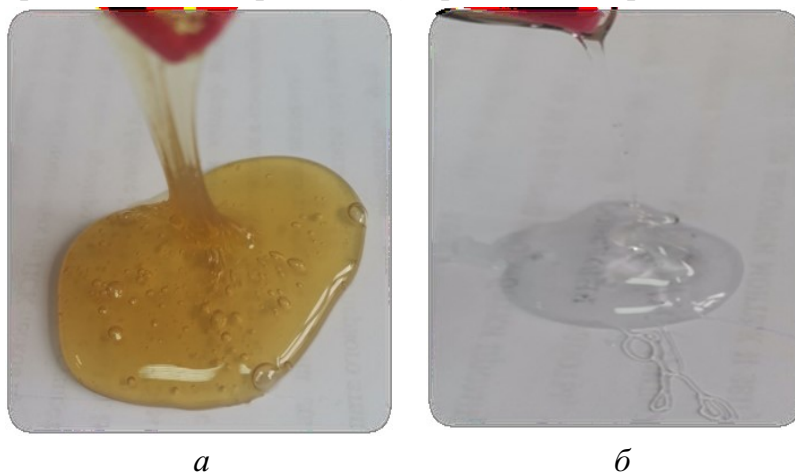


Рисунок 1. Внешний вид контрольного (а) и альтернативных (б) образцов

Для экспериментальных исследований к последующей разработке были отобраны образцы вязкостных присадок отечественного производства, значения пенетрации которых достаточно близки к значениям контрольного образца, (таблица 2).

Таблица 2. Состав рекомендованных к испытаниям образцов липкого состава

№ образца присадки	Соотношение компонентов, %			Пенетрация мм-1	
	петролатум	масло	присадка	после застывания	после перемешивания
2 (КП-10)	56	25	19	104,3	238,0
4 (КП-10П)	56	25	19	96,3	223,2
5 (Октол 600)	60	21	19	89,7	256,8
Контрольный образец (Октол 600А)	56	25	19	60-80	200-260

Результатами опытно-промышленных испытаний образцов липкого состава, представленных в таблице 2, установлено:

- при использовании образцов липкого состава на основе присадок 2 и 4 практически отсутствует формирование намазывающего валика и происходит отслаивание в процессе эксперимента;
- при использовании образцов липкого состава на основе присадки 5 (Октол 600) вышеуказанные недостатки отсутствуют, что послужило рекомендацией данного состава липкого покрытия к промышленным испытаниям.

Состав использованного образца вязкостной присадки Октол-600 (по данным

технического паспорта) приведен в таблице 3. Результатами промышленных испытаний установлена технологическая эффективность применения липкого состава на основе вязкостной присадки – (Октол-600), подтвержденная сохранением уровня извлечения алмазов по сравнению с использованием контрольного образца (липкий состав на основе присадки Октол-600А).

Таблица 3 – Характеристика образца вязкостной присадки Октол-600

№п/п	Показатели	Норма по ТУ38,001179-74	Значения (по данным технического паспорта)
1	Кинематическая вязкость при 100°С, мм ² /с, не более	550	1028
2	Температура вспышки в открытом тигле, °С не более	220	165
3	Массовая доля механических примесей, % не более	отсутствие	отсутствие
4	Температура стеклования, °С	-	-69,8
5	Плотность, кг/м ³	860-880	872
6	Полидисперсность	-	1,6
7	Молекулярная масса	400-600	600

Сравнительным анализом результатов лабораторных исследований свойств образцов липкого состава, приготовленных на основе ряда исследуемых вязкостных присадок, установлены образцы (КП-10, КП-10П и Октол-600), значения пенетрации которых наиболее близки значению пенетрации контрольного образца (Октол-600А).

Результатами сравнительных опытно-промышленных и промышленных испытаний образцов липкого состава на основе принятых образцов вязкостных присадок, к последующей разработке для условий промышленного использования в схемах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА» рекомендован образец вязкостной присадки отечественного производства – Октол-600.

Применение данной вязкостной присадки обеспечивает требуемые адгезионные свойства липкого состава и, соответственно, требуемый уровень извлечения алмазов в процессах липкостной сепарации алмазосодержащего материала.

Список использованных источников

1. Абрамзон А.А., Зайченко Л.П. и др. Поверхностно-активные вещества. Синтез, анализ, свойства, применение. Л.: Химия, 1988. - 200 с.
2. Изучение липких композиций для улавливания алмазов / Отчет о НИР / М.: МИНХиГП, 1964. – 50 с.
3. Дерягин Б.В., Кротова Н.А., Смилга В.П. Адгезия твердых тел. – М. Наука, 1973. 280 с.

Testing of viscous additives of fat ointment of various compositions in the schemes of sticky separation of diamond-containing raw materials

Petrova S.A., Golovizina A.A., Shirkin A.A., Danilova S.P.

The results of experimental studies and pilot-industrial tests of the adhesive properties of sticky composition samples made using viscosity additives of various modifications are presented. The most effective composition of the viscosity additive for the given conditions has been established and the most optimal ratio of the components of the sticky composition when using it has been determined.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД

К.В. Прохоров

Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН),
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: kostyan1986_ne@mail.ru

Выявлено, что активатор на основе меди влияет на извлечение тонких золотосодержащих сульфидов, при этом тонкие сульфиды лучше извлекаются в щелочной среде (pH 10), более крупные – в слабощелочной (pH 8). Извлечение золота в концентрат в золотосодержащих сульфидах при активации достигает суммарно 95,2 %.

Перспективы освоения месторождений золота в первую очередь связывают с золотосульфидными, золото-кварцевыми рудами. Основную долю занимают золотосульфидные руды, в которых драгоценные металлы присутствуют в тонкодисперсной форме в сульфидах. Золото – главный полезный компонент руд месторождения Маломыр, его большая часть (от 35 до 66%) в упорных первичных рудах находится в тонкодисперсной форме в сульфидах – в основном, в пирите и арсенопирите.

Руды имеют мелко- и тонковкрапленную текстуру, отмечаются выделения пирита размером не превышающих 0,01 мм. Схема флотационного исследования при разделении на пески и шламы приведена на рисунке 1. Схема без разделения на пески и шламы включала сбор дополнительного сульфидного продукта в основной флотации.

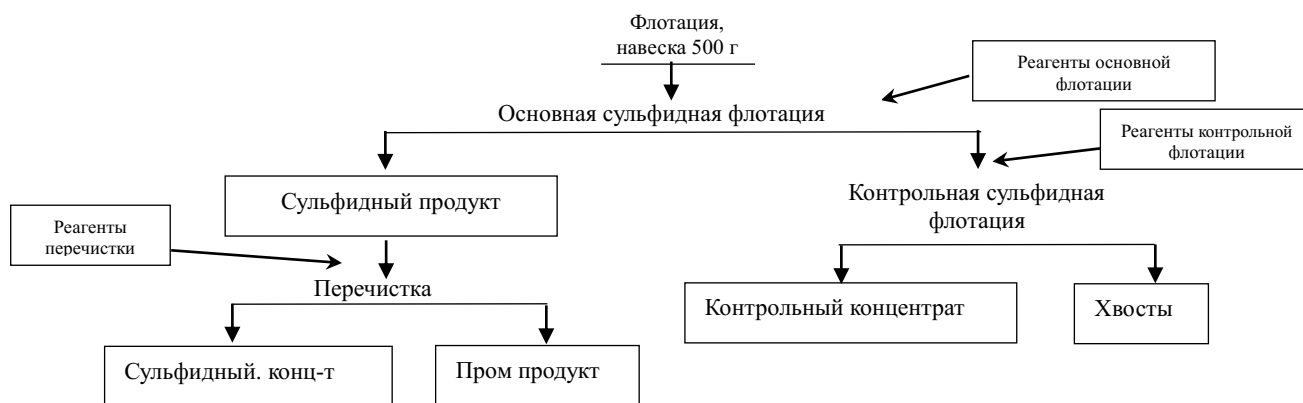


Рисунок 1. Схема флотационных исследований пробы Маломыр

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

Результаты обогащения приведены в таблице.

Проведение основной флотации в слабощелочной среде при pH 8 (Оп3.4) позволяет достичь большего извлечения золота по сравнению с Оп3.6, где флотация изначально проводилась в щелочной среде при pH 10. Проведение флотации при слабощелочной pH 8 с добавлением активатора (меди) улучшает извлечение золота в основные концентраты Оп3.5. В контрольный концентрат удается добрать оставшееся золото. Без добавления активатора (Оп3.4, Оп3.6) наблюдается снижение извлечения золота в основные концентраты. Причем как в слабощелочной среде (pH 8), так и в щелочной (pH 10). При этом, сравнивая Оп3.4 и Оп3.5, видно, что при всех равных условиях флотации, добавление активатора в контрольную флотацию Оп3.4 позволяет увеличить извлечение золота в первый контрольный концентрат.

Таблица - Результаты флотации (основные показатели обогащения)

Оп	Продукт	Au		Оп	Продукт	Au	
		Сод, г/т	Извл, %			Сод, г/т	Извл, %
3.1	Пески			3.2	Пески		
	S к-т 1	7,29	37,88		S к-т 1	4,56	18,20
	S пр/пр 1	2,94	1,71		S пр/пр 1	2,94	2,43
	S контр к-т 1	4,08	9,88		S контр к-т 1	6,41	22,10
	S контр к-т 2	1,26	4,92		S контр к-т 2	1,67	2,78
	Хвосты	0,09	5,45		Хвосты	0,13	8,46
	Шламы				Шламы		
	S к-т 1	2,65	3,08		S к-т 1	2,38	9,16
	S пр/пр 1	0,83	2,50		S пр/пр 1	1,18	8,81
	S контр к-т 1	2,31	19,76		S контр к-т 1	1,78	11,23
	S контр к-т 2	1,38	5,97		S контр к-т 2	2,09	7,27
	Итого	0,70	100,00		Итого	0,67	100,00
3.4	S к-т 1	7,55	30,73	3.5	S к-т 1	8,99	44,97
	S пр/пр 1	2,30	7,23		S пр/пр 1	2,05	9,42
	S к-т 2	13,81	15,85		S к-т 2	11,63	17,57
	S пр/пр 2	2,14	5,95		S пр/пр 2	3,73	11,57
	S контр к-т 1	8,59	33,75		S контр к-т 1	1,62	8,38
	S контр к-т 2	0,45	1,69		S контр к-т 2	0,40	2,67
	Хвосты	0,08	4,80		Хвосты	0,07	5,43
	Итого	1,25	100,00		Итого	0,93	100,00
3.6	S к-т 1	4,63	20,83				
	S пр/пр 1	1,89	8,40				
	S к-т 2	6,08	9,05				
	S пр/пр 2	3,11	12,52				
	S контр к-т 1	5,73	40,40				
	S контр к-т 2	0,51	2,74				
	Хвосты	0,07	6,05				
	Итого	0,89	100,00				

При флотации отдельно песков и шламов (после разделения исходной навески на гидроциклоне) картина несколько меняется. Оп3.1 и Оп3.2 показали, что при флотации песков по-прежнему максимальное извлечение золота в основной концентрат достигается при ведении флотации в слабощелочной среде рН 8, но без добавления активатора. При добавлении активатора извлечение золота падает. Гранулометрический состав основных концентратов Оп3.1 и Оп3.2 показывает (рисунок 2) большую крупность частиц основного концентрата Оп3.1. В концентрате Оп3.2 напротив преобладают тонкие частицы.

При этом также видно, что в контрольном концентрате Оп3.1 при добавлении активатора вырастает доля тонких частиц (рисунок 3).

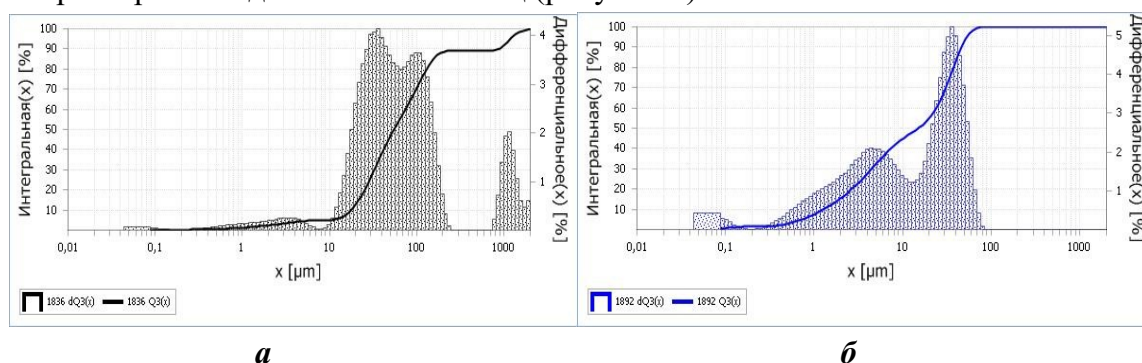


Рисунок 2. Гранулометрическая характеристика основных концентратов песков: а – опыта 3.1 без добавления активатора, б – опыта 3.2 с добавлением активатора

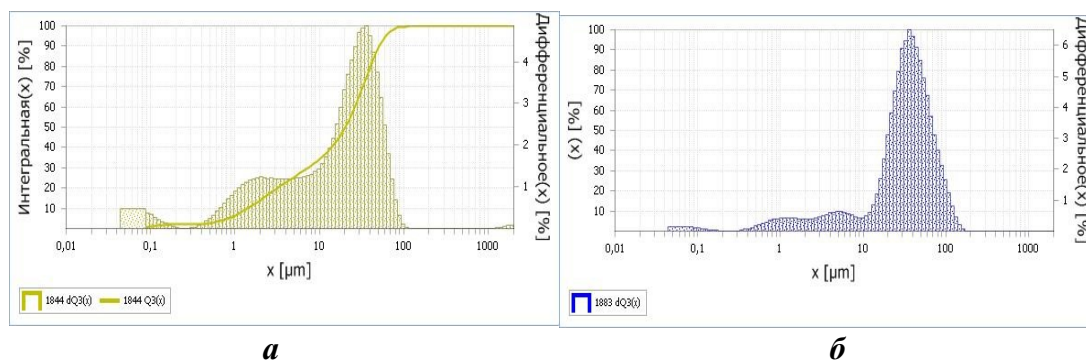


Рисунок 3. Гранулометрическая характеристика первых контрольных концентратов песков: а – опыта 3.1, б – опыта 3.2

Извлечение золота в первый контрольный концентрат Оп 3.2 при рН 10 и добавлении активатора растет по сравнению с Оп 3.1. Происходит это в следствии доизвлечения того, что не извлеклось в основной концентрат, в том числе за счет новой порции собирателя. По рисунку 2б видно также незначительное увеличение крупности (частицы >100 мкр) контрольного концентрата 1. Крупные частицы могли извлекаться за счет снижения активности активатора на этапе контрольной флотации.

Следовательно, можно сделать вывод о положительном действии активатора на основе меди на извлечение тонких частицы сульфидов и отрицательном на крупные частицы. Флотацию шламов проводили сразу с активатором и при рН 10. Условия

Оп 3.1 и Оп 3.2 отличались только введением в основную флотацию собирателя ДТФ. Результаты показали, что при использовании ДТФ (Оп 3.2) извлечение золота в основной концентрат растет. В Оп 3.1 при добавлении ДТФ в контрольную флотацию также наблюдается увеличение извлечения золота.

Еще одно доказательство особенности влияния активатора, содержащего медь, являются результаты Оп 3.4, Оп 3.5, Оп 3.6 без разделения на Пески и Шламы. В Оп 3.4 при рН8, где не используется активатор, в первом основном концентрате присутствуют частицы крупностью до 100 мкр. В Оп 3.5 при добавлении активатора, в первом основном концентрате присутствуют частицы крупностью не более 25 мкр. В Оп3.4, где не используется активатор в основном этапе флотации, золотосодержащие сульфиды не полностью увлекаются в первый и второй основной концентрат, а доизвлекаются в контрольный концентрат, в том числе за счет использования активатора.

Активацией объясняется увеличение извлечения золота в основные концентраты в Оп3.5. В основной концентрат извлекаются больше тонких золотосодержащих сульфидов, активированных медью.

Исследования выполнены с использованием оборудования ЦКП «ЦИМС» ИГД ДВО РАН.

Intensification of a sulfide ores flotation

Prokhorov K.

The copper-based activator affects the release of fine gold-containing sulfides, with sulfides being better extracted in an alkaline environment (pH 10), and larger ones in a weakly alkaline environment (pH 8). The extraction of gold into concentrates in gold-containing sulfides reaches an efficiency of 95.2%.

ПОИСК ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ И МЕХАНИЗМОВ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Я.Н. Арабаджи

ОАО «Уральская горно-металлургическая компания», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация

Различные сочетания свойств, структурно-текстурных особенностей, вещественный состав руд и парагенезис целевых минералов с минералами пустой породы создают большое многообразие типов и разновидностей сульфидных руд, переработка которых в большинстве случаев осуществляется флотационным методом. Одной из общих проблем переработки всех типов сульфидных руд является соизвлечение ошламованных породообразующих минералов в пенный продукт. Практика показывает, что применение реагентов-депрессоров, в большинстве случаев, вызывает также подавление флотиремости минералов ценных компонентов. В связи с этим, изучение механизма механического выноса в пенный концентрат иламовых частиц нерудных минералов, а также поиск эффективных способов снижения негативных последствий данного процесса, является потенциально перспективным. В дальнейшем планируется проведение исследований по изучению механизмов механического выноса и способов его снижения при флотации полиметаллической руды.

Большая часть цветных металлов производится из сульфидных руд, на долю окисленных и самородных приходится весьма незначительная часть. Главенствующая часть сульфидных руд перерабатывается флотационным методом с получением товарных концентратов пенным продуктом и отвальных хвостов с невысокой массовой долей ценных металлов и основную часть компонентов пустой породы.

Различные сочетания свойств, структурно-текстурных особенностей, вещественный состав руд и парагенезис целевых минералов с минералами пустой породы создают большое многообразие типов и разновидностей сульфидных руд.

Широкое применение флотации объясняется универсальностью его и преимуществами перед другими методами обогащения:

- высокая производительность и высокая степень автоматизации,
- возможность переработки бедных руд с низким содержанием металлов (меди до 0,5...1%, молибдена до 0,05...0,06% и др.),
- обогащение тонковкрапленных руд, для которых другие методы неприемлемы,
- получать высокие технологические показатели (качество концентратов и извлечение),
- комплексно перерабатывать сложные, например, полиметаллические руды с выделением в концентраты основных ценных компонентов.

При этом, к общим сложностям, возникающим при переработке сульфидного сырья, снижающим эффективность и рентабельность, как процесса обогащения, так и дальнейшей металлургической переработки можно отнести наличие примесей в концентратах. К примеру, экспериментально установлено, при переработке концентратов методом автоклавного окисления с последующим сорбционным цианированием при соотношении в флотационном концентрате $Au/C_{орг}$ более 10 г/кг извлечение золота превышает 90%. В случае уменьшения этого соотношения до 2,5 г/кг извлечение золота снижается до 55-70%.

Флотационный способ обогащения руд имеет множество факторов, влияющих на его эффективность. Выявление этих факторов и их учет в технологическом процессе позволяет настроить процесс флотации оптимальным образом для извлечения полезного компонента из руды и снижения содержания примесей в концентрате.

Практикой переработки сульфидных руд определены основные причины повышенного содержания компонентов пустой породы в пенный концентрат:

- образование тонких и сверхтонких частиц пустой породы;
- флотоактивность породосодержащих минералов;
- налипание шламовых породных частиц на частицы сульфидов флотоактивной крупности;
- механический вынос.

Современная практика организации процессов рудоподготовки, с учетом усложнения вещественного состава добываемых руд и вовлечения в переработку

тонковкрапленных бедных руд, не позволяет исключить избыточное переизмельчение, что приводит к образованию повышенного количества тонких и ультратонких частиц (шламов) как сульфидных, так и породообразующих минералов. Обзор современных технологических схем показывает, что за последние 20 лет тонина помола исходной руды перед флотационной переработкой снижается с 55-60% класса крупности менее 71 мкм до >85%. Кроме того, все большее применение находит бисерное (сверхтонкое) измельчение, которое используют в операциях доизмельчения черновых концентратов.

Ошламованные в процессе измельчения породообразующие минералы, несмотря на разнообразие их форм и состава, соизвлекаются в пенный продукт, снижая тем самым качество товарного концентрата.

Проблемам снижения содержания примесных компонентов пустой породы в концентратах посвящено большое количество исследований, при этом подавляющее большинство направлено на разработку, поиск и тестирование реагентов депрессоров минералов пустой породы. Практические данные по применению депрессоров показывают возможность снижения содержания диоксида кремния в цинковом концентрате на 1,1% абс. при сохранении уровня достигнутого качества концентрата ($\approx 50-51\%$ по содержанию цинка). Однако, практика показывает, что применение данных реагентов, в большинстве случаев, вызывает также подавление флотируемости минералов ценных компонентов, снижая тем самым выпуск металла, что в совокупности с ростом себестоимости за счет расширения номенклатуры применяемых реагентов, приводит к отрицательному финансовому результату переработки сырья. В связи с этим, изучение механизма механического выноса в пенный концентрат шламовых частиц нерудных минералов, а также поиск эффективных способов, позволяющих нивелировать негативные последствия данного процесса, является потенциально перспективным и делает данные исследования значимыми для горно-обогатительного сектора промышленности.

Анализ литературных источников показывает, что на силу эффекта механического выноса, при котором минеральные частицы, даже гидрофильные, захватываются водной фазой между пленками жидкости и механически перемещаются вверх вместе с поднимающейся пеной, оказывает влияние множество факторов, таких как свойства не только целевых минералов, но и пустой породы, вязкость суспензии, структура и реология пены, масса частиц, их форма и др.

Учитывая многофакторность и сложность физико-химических и механических процессов флотационной переработки, на вынос будут оказывать каждый из вышеперечисленных факторов в отдельности, а также их совокупность.

В дальнейшем планируется проведение исследований, направленных на изучение механизмов возникновения механического выноса породообразующих минералов в сульфидный концентрат полиметаллической руды одного из месторождений Алтая, а также методов и способов его снижения.

Search effective methods and mechanisms for improving quality sulphide concentrates

Arabadzhi Ya.N.

Various combinations of properties, structural and textural features, material composition of ores, and the paragenesis of target minerals and gangue minerals create a wide variety of sulfide ore types, which are mostly processed by flotation. A common problem in processing all types of sulfide ores is co-recovery of slimed rock-forming minerals into froth. Practice shows that the use of depressing agents generally suppresses floatability of valuable minerals. In this regard, studying the mechanism of carryover of slimed nonmetallic mineral particles into the froth concentrate, as well as finding effective ways to mitigate the negative consequences of this process, is potentially promising. Future research will explore the mechanisms of carryover and methods to reduce it during polymetallic ore flotation.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ВТОРИЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИНЕРАЛОВ ВО ФЛОТАЦИОННОЙ ПЕНЕ

И.В. Упорова

Уральский государственный горный университет (УГГУ), г. Екатеринбург,
Российская Федерация, e-mail: uporova2013@mail.ru

Во флотационной пене протекают самопроизвольные процессы, которые направлены в сторону ее разрушения. При разрушении в пене протекают процессы вторичной концентрации. В работе рассмотрены существующие способы интенсификации вторичной концентрации. Обозначено направление повышения эффективности интенсификации вторичной концентрации минералов в пене.

Флотационная пена является термодинамически не устойчивой системой из-за наличия большого количества свободной поверхностной энергии. Это связано с самопроизвольными процессами в пене, которые всегда направлены в сторону её разрушения. Разрушение пены приводит к образованию процессов вторичной концентрации минералов в пене.

Процесс вторичной концентрации минералов в пенном слое флотации заключается в удалении из пены частиц минералов потоками воды, истекающей по каналам Плато под действием силы тяжести [1, 2]. Потоками воды, стекающими между минерализованными пузырьками, многие частицы, не закрепившиеся или наименее прочно закрепившиеся на пузырьках пены, избирательно удаляются из пены [3, 4].

Процесс вторичной концентрации проходит в две стадии. В начале минерализованные пузырьки выносят из пульпы в пену большое количество воды. Под действием силы тяжести часть воды из прослоек между пузырьками стекает обратно в пульпу. Этому способствует капиллярное давление в смежных пузырьках и давление вышележащих слоев пены. При истечении воды из пены происходит избирательная деминерализация пузырьков воздуха нисходящими потоками воды. Стеkanie воды из

прослоек между минерализованными пузырьками приводит к слиянию смежных пузырьков и уменьшению их общей площади поверхностей. На этой стадии вторичной концентрации в пене между частицами минералов возникает конкуренция за место на поверхности пузырьков. В результате этой конкуренции из пены в пульпу возвращается до 70% всех сфлотированных частиц [5, 6].

В процессе вторичной концентрации необходимо обеспечить возможности максимального удаления частиц пустой породы и максимального удержания в пене частиц ценного минерала. Возможность удержания сфлотированных частиц в пене связана со снижением коалесценции пузырьков трехфазной пены и обеспечения необходимой пенного слоя дополнительной водой.

Интенсифицировать процесс вторичной концентрации возможно за счет деформации пенного слоя при его сужении и орошения флотационной пены.

Для интенсификации вторичной концентрации при использовании сужения флотационной пены применяют сужающиеся желоба. Испытания сужающихся желобов проведены на Красноуральской обогатительной фабрике при переработке медной руды Волковского месторождения [7, 8]. В результате испытаний сужающихся желобов на пенном продукте основной флотации показана возможность повышения качества концентрата и извлечение в него меди.

Экспериментальными исследованиями на медных рудах месторождений «Шатыркуль» и «Сафьяновское» показана высокая эффективность использования сужающихся желобов [9].

Орошение пены реализуется с помощью брызгал, душей, водяного пара или двухфазной пены.

В Канаде при обогащении медно-никелевых руд испытания орошения пенного слоя промывной водой в механических флотомашинах, подтвердили повышение технологических показателей [10]. Отмечена целесообразность использования орошения в перечистных операциях.

Применение орошения промывной водой в перечистных операциях реализовано во флотационных машинах колонного типа, что позволило получать богатый концентрат за одну стадию перечистки [11]. Однако, при использовании орошения пены промывной водой наблюдается существенное перемешивание частиц в пене, не позволяющее полностью удалить из нее пустую породу.

При орошении пены путем конденсации водяного пара на поверхности пенного слоя происходит незначительное динамическое воздействие молекул воды на минерализованные пузырьки [12].

В Белоруссии на обогатительной фабрике ОАО «Белоруськалий» проведены промышленные испытания по применению орошения флотационной пены двухфазной пеной, полученной при вспенивании оборотного маточного раствора [13, 14]. В результате испытаний отмечается повышение качества концентрата и снижение массовой доли мелкодисперсных фракций во флотоконцентрате.

Интенсификация процессов вторичной концентрации минералов во флотационной

пене путем орошения двухфазной пеной является перспективным направлением.

Формирование двухфазной пены для орошения зависит от свойств пены: кратности, устойчивости и дисперсности.

Кратность пены представляет собой отношение объема пены к объему раствора, пошедшего на её образование [15].

Устойчивость характеризуется временем существования всего объема пены или определенной его доли [1, 15]. Считается, что удовлетворительным и однозначным критерием устойчивости пен является максимальная относительная скорость истечения жидкости на стадии вытекания.

Дисперсность пены можно оценить средним диаметром пузырьков, удельной поверхностью раздела жидкость-газ или распределением пузырьков по размерам. Дисперсность пен зависит от условий пенообразования и свойств раствора.

Для использования двухфазной пены в качестве орошения необходимо регулировать её кратность и устойчивость. Чем дольше двухфазная пена существует на флотационной пене, тем больше исключается коалесценция нагруженных пузырьков трехфазной пены. При этом устойчивость двухфазной пены не должна быть большой. Чем больше высвобождается жидкой фазы из двухфазной пены, тем интенсивнее будет процесс вторичной концентрации минералов во флотационной пене.

Регулирование свойств двухфазной пены можно осуществлять подачей тонкодисперсных пузырьков электролизных газов. В работе [1] исследовано влияния электролизных газов на характеристики двухфазной пены. Установлено, что при добавлении в двухфазную пену пузырьков, полученных при электролизе воды в количестве до 0,5% от общего объема газовой фазы, приводит к уменьшению устойчивости и дисперсности двухфазной пены, и как следствие, к ее обводнённости.

Для получения двухфазной пены и для подачи её на флотационную пену лабораторной флотомашины разработан пеногенератор, принципиальная схема которого приведена на рисунке 1.

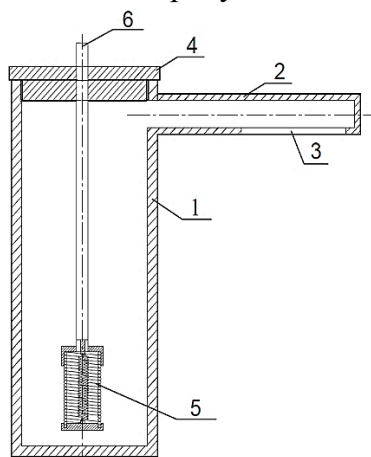


Рисунок 1. Принципиальная схема пеногенератора:

1 – корпус; 2 – патрубок; 3 – разгрузочное отверстие; 4 – крышка; 5 – пружинный диспергатор воздуха; 6 – патрубок подачи воздуха в диспергатор



Рисунок 2. Фотография установки для реализации процесса флотации с орошением флотационной пены двухфазной пеной:

1 – лабораторная пневматическая флотомашина; 2 – флотационная камера; 3 – сужающийся желоб; 4 – пеногенератор двухфазной пены

Пеногенератор двухфазной пены состоит из корпуса 1, патрубка 2 и крышки 3. В патрубке 2 выполнено разгрузочное отверстие 3 для разгрузки двухфазной пены. Внутри корпуса 1 пеногенератора установлен пружинный диспергатор воздуха 5, в который поступает сжатый воздух через патрубок 6.

В настоящее время, разработана лабораторная установка для реализации процесса флотации с орошением флотационной пены двухфазной пеной, фотография которой приведена на рисунке 2. Установка состоит из пневматической флотомашины с камерой, объем которой составляет один литр, сужающегося желоба и пеногенератора двухфазной пены. На данный момент интенсификации вторичной концентрации путем совмещения методов орошения с механическим воздействием на флотационную пену является перспективным направлением совершенствования флотационного обогащения.

Список использованных источников

1. Интогарова Т.И., Морозов Ю.П. и др. Влияние электролизных газов на характеристики двухфазной пены // Горный журнал. – 2024. – № 2. – С. 57-61.
2. Кругляков П.М., Кузнецова Л.Л. и др. Синерезис пен при больших перепадах давления в каналах Плато-Гиббса. / Коллоидный журнал, 1979, Т.16, №3. – С. 445–451.
3. Бекчурина Е.А., Интогарова Т.И. Использование процесса вторичной концентрации минералов в пене для повышения технологических показателей флотоклассификации // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья– Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С. 324-328.
4. Junchao Wang, Yijun Cao, Guosheng Li, Lijun Deng et al. Effect of Concentration on Foam Properties and Discussion Based on Liquid Content and Bubble Size in the Foam / International Journal of Oil, Gas and Coal Engineering. Volume 6, Issue 1, January 2018, pp. 18–24.
5. Морозов Ю.П., Козин В.З. Схемные решения флотации со структурным разделением пенных продуктов // III конгресс обогатителей стран СНГ. – М.: Альтекс. – 2001. – С. 216.
6. Hassanzaden A., Cagiziki S., Ozturd Z. A novel statistical insight to selection of the best flotation kinetic model // XXIX International mineral processing congress, Moscow, 2018. – P. 67.
7. Морозов Ю.П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд и техногенного сырья // Автореф. дис. д-ра. техн. наук. – Екатеринбург, 2001.
8. Морозов Ю.П., Тропников Д.Л. и др. Промышленные испытания сужающегося жёлоба на

- обогажительной фабрике ОАО «Святогор» // Материалы международной научно-технической конференции. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья, Екатеринбург: «Форт Диалог-Исеть», 2018. – С.382-385.
9. Морозов Ю.П., Евграфова Е.Л., Валиева О.С. Формирование пенных продуктов в разомкнутых схемах флотации // Сб.: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья, Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог–Исеть», 2015. С. 147-150.
 10. Kaya M., Laplante A.R. Froth washing technology in mechanical flotation machines // 17th International mineral processing congress, Dresden, 1991. Vol. 2. – P. 203–214.
 11. Видуецкий М.Г., Гарифулин И.Ф., Мальцев В.А. и др. Колонные пневматические флотационные машины, эволюция. – Екатеринбург: ООО АМК «День РА», 2020. – 149 с.
 12. Ireland P. et. al. The behavior of wash water injected into a froth // International Journal of Mineral Processing. Volume 84, Iss. 1-4. 2007. – Pp. 99–107.
 13. Ледян Ю.П. и др. Современное состояние и развитие процесса вторичного обогащения минералов в пенном слое // Сб. докладов Междунар. науч.-практич. конф. «Земля, вода, климат Сибири и Арктики в XXI веке: проблемы и решение». Тюмень, 2014. – С. 137–140.
 14. Ледян Ю.П. и др. Экспериментальные исследования влияния пенного орошения на эффективность вторичного обогащения в производственных условиях ОАО «БЕЛАРУСЬКАЛИЙ» // Сб. докладов Междунар. науч.-практич. конф. «Земля, вода, климат Сибири и Арктики в XXI веке: проблемы и решение». Тюмень, 2014. – С. 141–144.
 15. Упорова И.В., Ишимников В.Ю. Интенсификация процесса вторичной концентрации минералов в пенном слое орошением // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIX Международной научно-технической конференции. – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2024. – С. 218-221.
-

Intensification of secondary mineral concentration processes in flotation FROTH

Uporova I.V.

In the flotation froth spontaneous processes occur, which are directed towards its destruction. At destruction in the froth secondary concentration processes take place. The paper considers the existing methods of intensification of secondary concentration. The direction of increasing the efficiency of intensification of secondary concentration of minerals in the foam is outlined.

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ СИСТЕМАТИЗАЦИИ И АНАЛИЗА РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ ОБОГАТИМОСТИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД*

Д.Н. Шibaева, Д.А. Асанович, К.А. Малодушев, Д.А. Шамишур
Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

* Работы выполнены при поддержке гранта в форме субсидий из областного бюджета некоммерческим организациям, не являющимся казенными учреждениями, на поддержку научно-исследовательских проектов молодых ученых Мурманской области (2024 год).

Апатитский филиал «МАУ», г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: shibaeva_goi@mail.ru

В работе представлено программное решение, направленное на систематизацию полученных ранее результатов исследований обогатимости железных руд с учетом их минералого-петрографического состава, их анализ и на основе этого прогнозирование режимов и условий процесса сухой магнитной сепарации.

Изменяющие горно-геологические условия отработки месторождений влияют на вещественный состав (соотношение основных породообразующих с промышленно значимым минералом), характеристики основных породообразующих минералов вследствие воздействия природных и техногенных факторов и, соответственно, на результаты реализации процессов переработки.

Снизить влияние этих факторов на процессы «глубокого обогащения» возможно посредством реализации процессов предварительной концентрации (предконцентрации) кускового материала добытой горной массы. Предконцентрация способствует повышению качества рудной массы в кусковой форме и формирует, в зависимости от состава ее отходов, сырье для вторичного полезного применения – «экологичные» техногенные месторождения или строительный материал. При обогащении железистых кварцитов применяется предконцентрация посредством сухой магнитной сепарации (СМС) [1-3], эффективность которой зависит не только от режимов реализации процесса СМС, но и модуля крупности кускового материала в сепарируемом классе [4-6].

В работе представлено решение, направленное на систематизацию формирования и хранения результатов лабораторных и укрупненно-лабораторных исследований обогатимости железных руд с учетом их минералого-петрографического состава и привязки к предприятию, эксплуатирующему запасы, с учетом принятой их промышленной типизации, проведения анализа, а также создания предпосылок для прогнозирования режимов и условий процесса сухой магнитной сепарации и результатов разделения в зависимости от химического, гранулометрического и минералого-петрографического составов руды.

Достижение поставленной цели обеспечивается за счет создания программного продукта, реализующего возможность загрузки, первичной обработки, систематизации и хранения результатов исследований обогатимости проб железной руд посредством сухой магнитной сепарации. Первыми исходными данными, создаваемой программы, являются лабораторные, укрупненно-лабораторные исследования обогатимости железных руд различных месторождений Заимандровского железорудного района (месторождения Оленегорское, Комсомольское, 15 лет Октября, Кировогорское, Печегубское), для которых подтверждена эффективность реализации сухой магнитной сепарации [7, 8].

Исследования обогатимости реализованы на лабораторном барабанном магнитном сепараторе серии СМБС-Л секторного исполнения с верхним способом подачи

материала в рабочую зону сепаратора, реализующего разделение удержанием магнитных частиц на транспортирующей поверхности (обечайке барабана магнитного сепаратора). Секторное исполнение барабана позволяет проводить исследования при различных значениях магнитной индукции по поверхности обечайки барабана магнитного сепаратора, в том числе двух стадийную сепарацию. При проектировании программного продукта, в качестве аналитических параметров, влияющих на эффективность реализации процессов разделения, использованы: значение магнитной индукции на поверхности обечайки барабана магнитного сепаратора, параметр, позволяющий изменять соотношение магнитных и конкурирующих сил – скорость вращения обечайки барабана магнитного сепаратора, крупность материала, поступающего на сепарацию.

Разрабатываемый программный продукт позволит повысить эффективность и удобство работы с первичными данными, получаемыми в ходе лабораторных и укрупнённо-лабораторных исследований, осуществлять корректность формирования проб и проводимых расчетов, а также станет основой для прогнозирования технологических показателей сухой магнитной сепарации от качественных и количественных характеристик изучаемой железной руды.

Список использованных источников

1. Xiong D., Lu L. et al. Developments in the physical separation of iron ore: magnetic separation // Iron Ore. Mineralogy, Processing and Environmental Sustainability. 2015. P. 283-307.
 2. Ezhov A.M., Shvaljov Y.B. Dry Magnetic Separation of Iron Ore of the Bakchar Deposit // Procedia Chemistry. 2015. Vol. 15. P.160-166.
 3. Jianjun Liu, Zixing Xue, Zhenhai Dong etc. Multiphysics Modeling Simulation and Optimization of Aerodynamic Drum Magnetic Separator // Minerals. 2021. V. 11. Iss. 7. № 680.
 4. Zong Q.X., Fu L.Z., Bo L. Variables and Applications on Dry Magnetic Separator // Proceedings of the 3rd International Conference on Advances in Energy and Environmental Research (ICAEER 2018), 10-12 August 2018, Guilin, China. E3S Web Conference, 2018. Vol. 53. P. 1-9.
 5. Mohanty S., Nayak B., Bhattacharyya K.K. High intensity magnetic separation of iron ore slime and its limitations // Proceedings of the XI International Seminar on Mineral Processing Technology, 15-17 December 2010, Jamshedpur, India. P. 173-178;
 6. Baawuah E. et al. A Novel Pneumatic Planar Magnetic Separator for Magnetite Beneficiation: A Focus on Flowsheet Configuration // Minerals. 2020. Vol. 10. Iss. 9. № 759.
 7. Патент 2777313 РФ: Сухой способ сухой магнитной сепарации магнетитсодержащих руд: № 2021119152: заявл. 29.06.2021 : опубл. 02.08.2022 /С.В. Терещенко и др.; заявитель ФГБУН ФИЦ "Кольский научный центр Российской академии наук";
 8. Шибеева Д.Н., Терещенко С.В., Асанович Д.А. и др. К вопросу о необходимости классификации горной массы, направляемой на сухую магнитную сепарацию // Записки Горного института. – 2022. – Т. 256. – С. 603-612.
-

Development of a software package for systematization and analysis of the results of studies of enrichment of iron ores

Shibaeva D.N., Asanovich D.A., Malodushev K.A., Shamshura D.A.

The paper presents a software solution aimed at systematization of the previously obtained results of

studies of enrichment of iron ores taking into account their mineralogical and petrographic composition, their analysis and on the basis of this prediction of modes and conditions of the process of dry magnetic separation.

ПОЛИФАЗНЫЙ ФОСФАТНЫЙ СОРБЕНТ ИЗ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА КОЛЬСКОГО ПОЛУОСТРОВА: СИНТЕЗ И СВОЙСТВА

Н.В. Мудрук, М.В. Маслова, П.Е. Евстропова

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: n.mudruk@ksc.ru

В рамках исследования для синтеза новых полифазных сорбентов на основе фосфатов Ti и Mg в качестве прекурсора титана использовали сульфат титанила и аммония, полупродукт переработки сфена – отхода обогащения апатито-нефелиновых руд Хибинского месторождения, а в качестве источника магния – серпентинит, основной компонент вскрышных пород медно-никелевого производства (Ждановское месторождение). Условия проведения синтеза позволяют влиять на структурную модификацию образующегося полифазного сорбента, а также на соотношение фосфатных фаз в конечных продуктах. Сорбционные свойства материалов зависят от содержания фаз фосфатов титана и магния, что позволяет получать ряд сорбентов с заданными свойствами.

Для синтеза новых полифазных сорбентов на основе фосфатов Ti и Mg в качестве прекурсоров использовали твердые отходы производства, сосредоточенные на Кольском полуострове.

Изученные процессы фазообразования при обработке прекурсоров фосфорсодержащими агентами (H_3PO_4 , $\text{NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$) позволили разработать способ синтеза новых полифазных материалов на основе фосфатов титана и магния (рисунок 1).

Первоначально осуществляют механоактивацию сульфата титанила и аммония, серпентинит измельчают до тонких размеров и прокаливают при температуре 850°C . В нагретую до 100°C ортофосфорную кислоту (10%) добавляют измельченный серпентинит и выдерживают полученную смесь при данной температуре и постоянном перемешивании в течение 3 ч. Затем температуру смеси снижают до 60°C и постепенно добавляют механоактивированную соль титана, и смесь выдерживают при температуре и перемешивании 3 ч. Затем вводят 20 мл предварительно нагретого до 60°C раствора $1\text{M NH}_4\text{H}_2\text{PO}_4$. После остывания смесь фильтруют, промывают водой и сушат при 60°C .

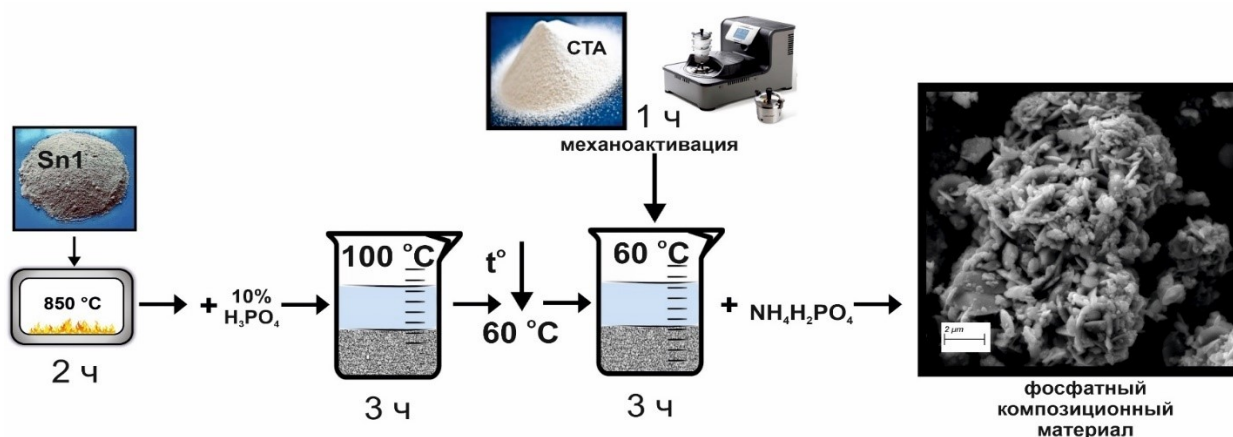


Рисунок 1. Схема способа синтеза полифазного сорбента на основе фосфатов титана и магния

Результатом описанной процедуры синтеза является материал с фазовым составом: $Ti(HPO_4)_2 \cdot H_2O$, $TiO(OH)H_2PO_4 \cdot 2H_2O$, $MgHPO_4 \cdot 3H_2O$, $MgNH_4PO_4 \cdot 6H_2O$, $FePO_4 \cdot 2H_2O$ (рисунок 2). Соотношение данных фаз в конечном продукте зависит от выбранного соотношения прекурсоров.

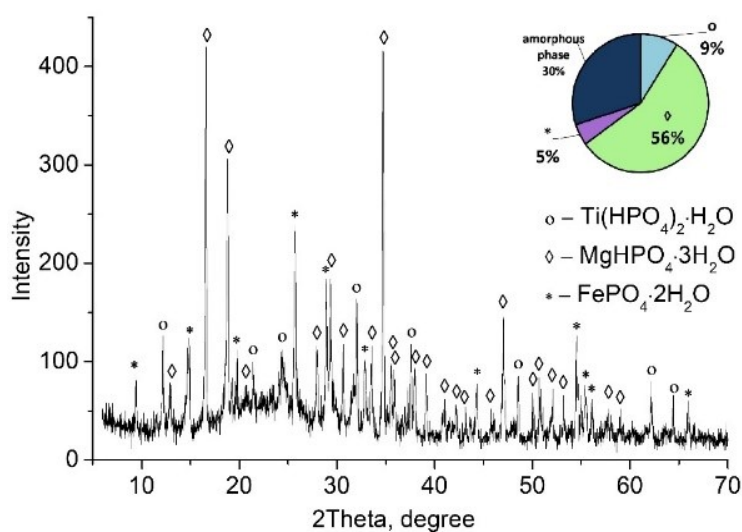


Рисунок 2. Состав полученного полифазного продукта по данным рентгенофазового анализа

Полученные продукты обладают развитой удельной поверхностью и относятся к мезопористым материалам, что обуславливает их высокие сорбционные характеристики и быструю кинетику сорбции катионов металлов.

Синтезированные материалы показали высокую эффективность при удалении катионов Cs^+ , Sr^{2+} , Cu^{2+} , Co^{2+} , Zn^{2+} , Cd^{2+} и Pb^{2+} из растворов. Благодаря вкладу отдельных фосфатных фаз полученного сорбента достигаются высокие показатели сорбционных емкостей продуктов по отношению к катионам тяжелых металлов и радионуклидам (рисунок 3).

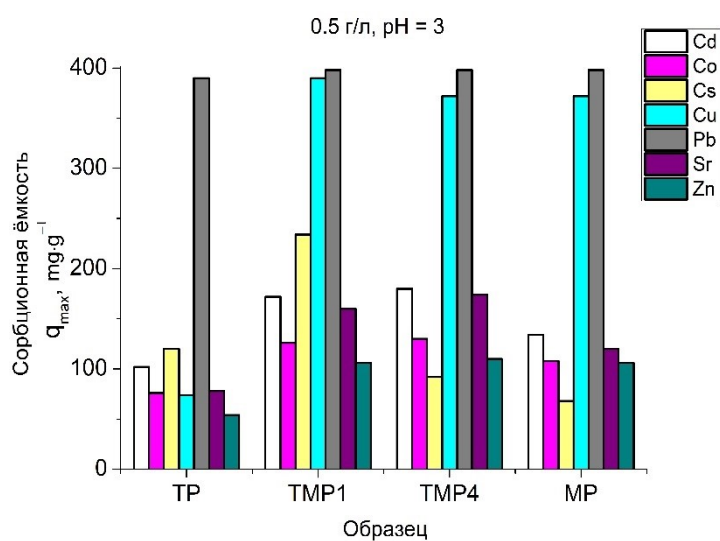


Рисунок 3. Величины сорбционных емкостей полученных полифазных сорбентов различного состава (TMP1 – соотношение Ti : Mg = 1 : 1, TMP4 – 1:4) в сравнении с образцами (TP – фосфаты титана: $Ti(HPO_4)_2 \cdot H_2O$, $TiO(OH)H_2PO_4 \cdot 2H_2O$, MP – фосфаты магния: $MgHPO_4 \cdot 3H_2O$, $MgNH_4PO_4 \cdot 6H_2O$)

Сорбционные свойства материалов зависят от содержания фаз фосфатов титана и магния, что позволяет получать ряд сорбентов с заданными свойствами. В ходе работы была изучена сорбция катионов двухвалентных металлов и цезия на полифазных материалах с различным мольным соотношением Ti:Mg (см. рисунок 3).

На основании проведенных физико-химических исследований обоснованы и разработаны общие принципы и методологические подходы к направленному синтезу новых композиционных материалов на основе фосфатов Ti-Mg с использованием техногенных отходов Кольского полуострова.

Mixed-phase phosphate sorbent produced from wastes located at the Kola Peninsula: synthesis and properties

Mudruk N.V., Maslova M.V., Evstropova P.E.

For the study, ammonium titanyl sulphate, which can be produced from titanite, an unprocessed waste of apatite-nepheline ores processing of Khibiny deposit, was used as a titanium precursor. Serpentinite – the overburden of copper-nickel ores from Zhdanovskoye deposit – was used as a precursor of magnesium. The synthesis conditions make it possible to influence the structural modification of the resulting mixed-phase sorbent, as well as the ratio of phosphate phases in the final products. The sorption properties of materials depend on the content of titanium and magnesium phosphate phases, which makes it possible to obtain a number of sorbents with properties desired.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЗАБАЛАНСОВЫХ МЕДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КАЛЬМАКЫР» НА ОБОГАТИМОСТЬ

Т.И. Шакаров¹, И.Ю. Рахманов², С.Н. Сюзева¹

¹ Филиал «МИСИС» (АФ НИТУ МИСИС), г. Алмалык, Республика Узбекистан

² Институт минерального сырья, Алмалыкский ОЭТЦ, г. Алмалык, Республика Узбекистан

В целях выбора рациональной технологии переработки забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр» в работе изучен их химический, минералогический, гранулометрический составы, распределения основных ценных компонентов (Cu, Au, Ag) по классу крупности, а также измельчаемость руды в зависимости от времени.

Одной из важных проблем горнодобывающих предприятий является переработка техногенных отходов и отвалов некондиционных окисленных руд.

Проблема переработки окисленных руд на сегодняшний день является одной из актуальных проблем для АО «Алмалыкский ГМК». По сведениям о техногенных отходах АО «Алмалыкский ГМК», забалансовых окисленных руд (минералы сформировавшихся в условиях многолетней мерзлоты в зоне криоминералогенеза) месторождения «Кальмакыр» (на отвалах №№ 8а, 9, 10, 39, А-4) на сегодняшний день накопилось около 70 млн. т. Среднее содержание основных компонентов медь - 0,317%; золото – 0,48 г/т; серебро – 2,2 г/т.

Окисленные руды содержат от 50% до 100% отн. меди в окисленной форме, по характеру содержания окисленных минеральных форм и их флотационной способности их разделяют на неупорные и упорные. В неупорных рудах медьсодержащие минералы представлены чаще простыми, легко флотируемыми соединениями, к ним относятся в убывающем порядке: малахит, азурит, брошантит, куприт, тенорит, самородная медь, золото и в незначительных количествах сульфиды – халькозин, халькопирит.

Минеральный состав упорных руд более сложен и характеризуется, наряду с обычными окисленными минералами, наличием сложного комплекса фосфатных и силикатных соединений меди, таких как хризоколла, псевдомалахит, либетенит, бирюза, элит, медистые галлуазиты, смеси каолинита с хризоколлой, в которых медь находится в связанной форме. Содержание связанной меди в упорных рудах составляет около 30%. Для упорных руд характерно пропитывание окисленными медными минералами нерудной части или тонкое распределение их в породе, нередко в виде коллоидной и тонкодисперсной фазы, а также аморфных образований малахита. На обогатимость руд, помимо степени окисленности, значительное влияние оказывают вмещающие породы. Неупорные руды, как правило, залегают во вторичных кварцитах (их ограниченное количество) с содержанием окислов кремнезема (Si_2) более 65% и глинозема (Al_2O_3) менее 10%; упорные - в каолинизированных сиенитах, с превышением Al_2O_3 и снижением SiO_2 . Золото в окисленных рудах встречается в виде трех генераций: тонкодисперсное в первичных сульфидах, свободное тонковкрапленное в кварце, сериците и др. (размером в сотые доли мм); вторичное золото в малахите и вторичных сульфидах [1].

В ближайшие годы намечается переработка руд месторождения «Ёшлик-1», в которой окисленные и смешанные руды находятся в верхних горизонтах.

Вовлечение забалансовой окисленной руды в производство меди значительно увеличивают сырьевые базы обогатительных фабрик и медеплавильного завода АГМК.

Для выбора рациональной технологии переработки забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр» необходимо детально изучить (исследовать) их

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

химический, минералогический, гранулометрический составы, распределения основных ценных компонентов (Cu, Au, Ag) по классу крупности, а также измельчаемости руды по времени.

Данная работа посвящена изучению вышесказанных свойств забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр».

Химический состав технологических проб забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр» из отвалов №№ 8а, 9, 39 (проба №№ 1, 2, 3) определяли с использованием рентгенофлуоресцентного, фотометрического, объемного комплексонометрического, атомно-абсорбционного, оптико-эмиссионного и гравиметрического методов анализа. Химический состав пробы исходной руды представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав технологических проб исходной руды

Элемент, компонент	Массовая доля, %			Элемент, компонент	Массовая доля, %		
	Проба №1	Проба №2	Проба №3		Проба №1	Проба №2	Проба №3
SiO ₂	62,52	69,26	63,64	Cu	0,131	1,142	0,997
Al ₂ O ₃	12,57	9,47	12,27	Zn	0,005	0,006	0,011
CaO	2,1	0,7	0,7	Pb	0,061	0,042	0,031
MgO	<0,1	<0,1	<0,1	Sn	0,104	0,105	0,105
K ₂ O	1,27	0,75	1,65	Ni	0,709	0,724	0,73
Na ₂ O	0,2	0,15	0,54	Ti	0,204	0,077	0,052
MnO	0,01	<0,01	0,01	Nb	0,0006	0,0012	0,0011
TiO ₂	0,71	0,38	0,54	Sr	0,008	0,018	0,036
P ₂ O ₅	0,21	0,35	0,39	As	0,007	0,009	0,005
Fe _{общ}	9,33	9,83	9,33	Ga	0,003	0,008	0,008
Fe _{окисл}	7,69	8,48	7,13	Co	0,01	0,009	0,011
Fe _{сульфид}	1,64	1,35	2,20	Mo	0,008	0,010	0,012
S _{общ}	1,57	0,34	0,3	Au, г/т	0,36	1,11	1,25
S _{сульфат}	0,59	-	0,2	Ag, г/т	1,82	3,63	4,25
CO ₂	0,44	-	0,22	H ₂ O	1,24	0,36	0,92

Примечание: содержание Sb, Cd, Cr, Ni, W, Bi, Hg, Se, Te, Re находится ниже предела обнаружения.

По данным, представленным в таблице 1, установлено, что химический состав проб забалансовой окисленной руды месторождения «Кальмакыр» на 85% представлен литофильными компонентами. Основным из них является кремнезем, на долю которого приходится 65,14%. Доля глинозема находится на уровне 11,44%. Суммарное количество щелочных и щелочноземельных металлов составляет 4,25%. Массовая доля двуокиси углерода составляет 0,44%.

Рудообразующие элементы в пробах исходной руды месторождения «Кальмакыр» представлены железом и серой. Количество железа находится на уровне 9,49%. Преобладает железо в окисленной форме. Массовая доля серы составляет 0,74%. Порядка 30% серы находится в сульфатной форме. Оставшаяся сера входит в состав

сульфидных минералов.

Другие цветные металлы, а также вредные примеси, такие как мышьяк, сурьма и ртуть, в пробе отмечаются в количестве, не превышающем сотых и тысячных долей процента.

Для определения минерального состава проб забалансовой окисленных руд месторождения «Кальмакыр» выполнены дифрактометрический, количественный минералогический анализы. Проведено картирование на автоматизированном минералогическом комплексе Qemscan.

Дифрактометрический анализ позволяет определить состав руды по основным минералам, доля которых в пробе более 1%. Минеральный состав пробы руды представлен в таблице 2.

Таблица 2 - Минеральный состав пробы забалансовой руды

Минерал, группа минералов	Массовая доля, %		
	Проб а №1	Проб а №2	Проб а №3
Породообразующие минералы			
Кварц	40,2	52,3	39,6
Хлорит	4,0	4,0	5,0
Калиевые полевые шпаты	Ч.зн	Ч.зн.	6,0
Плагиоклазы	13,0	7,5	12,5
Слюда (серицит, мусковит, биотит, глина, гидрослюда, каолинит)	25,5	22,0	25,0
Карбонаты (кальцит, доломит)	0,8	Ед.зн.	Ед.зн.
Рудные минералы			
Пирит	1,0	0,1	0,19
Халькопирит	0,2	0,05	0,08
Халькозин, ковеллин, борнит, блеклая руда	0,1	0,15	0,23
Окислы меди	0,1	1,1	0,9
Молибденит, сфалерит, галенит, арсенопирит	Ед.зн.	Ед.зн.	Ед.зн.
Оксиды, гидроксиды железа	7,0	9,0	10,0
Акцессорные минералы			
Акцессорные	1,2	1,2	1,3

По данным, представленным в таблице 2, видно, что пробы забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр» на более 90% представлены породообразующими минералами. Среди них существенно преобладает кварц, доля которого находится на уровне 39,6-52,3%. Количество полевых шпатов, представленных калиевыми полевыми шпатами и плагиоклазами, в среднем составляет 13%. В пробе присутствует хлорит, доля которого составляет 4,5%. Слюда, представленная серицитом и мусковитом, а также забалансовая окисленная руда характеризуется наличием глинистой фракции, представленной гидрослюдой и каолинитом, среднее суммарное количество в пробах составляет 24,2%.

Наличие высокой доли слюдистых минералов и глинистой составляющей может вызвать осложнения при переработке руды, так как эти минералы при измельчении

способствуют образованию шламов.

Для выяснения гранулометрического состава дробленных технологических проб забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр», по классам крупности, проведен ситовой анализ по ГОСТ 24598-81. Ситовой анализ осуществлялся комбинированным методом. При этом первоначально отсеивали класс крупности -0,074 мм мокрым способом, затем высушенный надрешетный продукт рассеивали сухим способом на требуемые классы.

Результаты гранулометрический состав и распределение металлов в пробах 39, 9 и 8а по классам крупности показывают, что содержание меди, золота и серебра повышается по классам крупности в 2-3 раза в мелких классах, но так как выход крупных классов (более -0,5 мм) больше, чем мелких, то и распределение металлов в крупных выше. Молибден в пробах 39 и 9 по классам распределился практически равномерно, наблюдается повышение (140-290 г/т) в мелких классах в пробе 8а.

Измельчаемость технологических проб исходной забалансовой окисленной руды месторождения «Кальмакыр».

Для выяснения характера измельчаемости проб были проведены опыты по измельчению технологических проб в шаровой мельнице типа МШЛ-14К в течение различного времени.

Измельчение осуществлялось при постоянной шаровой загрузке в соотношении Т:Ж:Ш=0,8:2,4:11. Измельченные пробы подвергались мокрому грохочению по классу - 0,074мм. Результаты мокрого измельчения в рисунок 1.

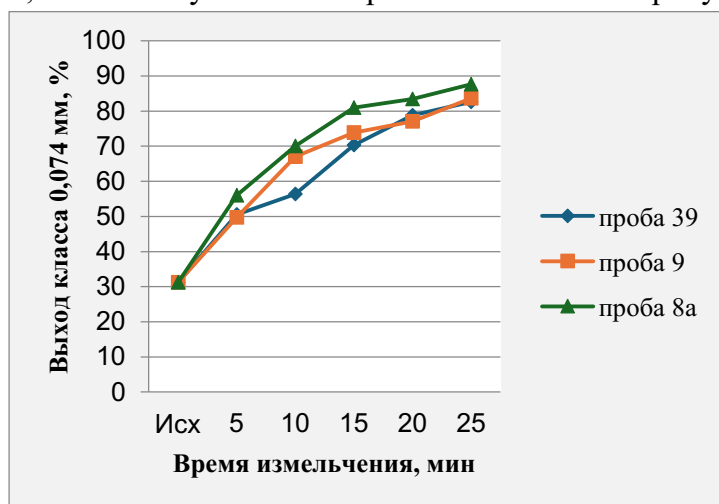


Рисунок 1. Диаграмма измельчения технологических проб забалансовых окисленных руд месторождения «Кальмакыр»

Из рисунка 1 видно, что оптимальное время для измельчения до 80% по классу крупности -0,074 мм требуется 20 мин.

Выводы

Рудообразующие элементы в пробах исходной руды месторождения «Кальмакыр» представлены железом и серой. Количество железа находится на уровне 9,49%. Преобладает железо в окисленной форме. Массовая доля серы составляет 0,74%. Порядка 30% серы находится в сульфатной форме. Оставшаяся сера входит в состав сульфидных минералов. Другие цветные металлы, а также вредные примеси, такие как

мышьяк, сурьма и ртуть, в пробе отмечаются в количестве, не превышающем сотых и тысячных долей процента.

Из таблиц видно, что ценными компонентами являются Cu, Au, Ag и попутно возможно Mo. Наличие высокой доли слюдистых минералов и глинистой составляющей может вызвать осложнения при переработке руды, так как эти минералы при измельчении способствуют образованию шламов.

По результатам минералогического анализа можно считать забалансовые окисленные руды месторождения «Кальмакыр» как окисленными и смешенными.

Результаты гранулометрический состав и распределение металлов в пробах 39, 9 и 8а по классам крупности показывают, что содержание меди, золота и серебра повышается по классам крупности в 2-3 раза в мелких классах, но так как выход крупных классов (более -0,5 мм) больше, чем мелких, то и распределение металлов в крупных выше. Молибден в пробах 39 и 9 по классам распределился практически равномерно, наблюдается повышение (140-290 г/т) в мелких классах в пробе 8а.

Список использованных источников

1. Санакулов К.С. Перспективы переработки окисленных медных руд месторождения Кальмакыр. Горный вестник Узбекистана, №3. 2009. стр.47-50
 2. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащение руд цветных металлов: М.: Изд-во МГГУ, 2005. Т.3: 566 с.
 3. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых руд цветных металлов: М.: Изд-во МГГУ, 2004. Т.1 Обогащительные процессы и аппараты: 467 с.
 4. Остапенко П.Е. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования: Справочник. М.: Недра, 1990. 264 с.
 5. <https://bik.sfu-kras.ru>
 6. <http://www.eruda.ru>
-

Study of the influence of physicochemical properties of off-balance copper ores of the Kalmakyr deposit on dressing capacity

Shakarov T.I., Rakhmanov I.Yu., Syuzeva S.N.

In order to select a rational technology for processing off-balance oxidized ores of the Kalmakyr deposit, the work studied their chemical, mineralogical, granulometric composition, distribution of the main valuable components (Cu, Au, Ag) by size class, as well as the grindability of the ore depending on time.

ПОЛУЧЕНИЕ КОНДИЦИОННЫХ ОЛОВЯННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ ОЛОВО-ВОЛЬФРАМОВОЙ КОРЕННОЙ ПРОБЫ РУДЫ

А.С. Алексеев, О.В. Гребенюкова, А.Ю. Коблов

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: AlexeevAS@irgiredmet.ru

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

Одним из основных процессов для переработки оловянных руд является гравитационное обогащения. В данной работе представлены результаты по получению черного гравиконоцентрата в голове операции с последующей разработкой технологии доводки с применением флотационных и магнитных методов.

В данной работе авторами изложены результаты по переработке олово-вольфрамовой коренной пробы руды с использованием гравитационных, магнитных и флотационных методов обогащения.

На проведение исследований поступила рядовая коренная проба, с массовой долей олова 0,30%, вольфрама 0,016%. Олово в пробе представлена касситеритом, а вольфрам в большей степени вольфрамитом.

В таблице 1 приведены результаты гранулометрического анализа исходной руды с распределением ценных компонентов по классам крупности.

Таблица 1 – Результаты гранулометрического анализа

Класс крупности, мм	Выход, %	Sn		WO ₃	
		массовая доля, %	распределение, %	массовая доля, %	распределение, %
+2	1,93	0,05	0,31	0,006	0,72
-2 +1	26,83	0,27	24,23	0,012	19,94
-1 + 0,5	20,29	0,30	20,09	0,015	18,85
-0,5 + 0,3	9,13	0,37	11,16	0,016	9,04
-0,3 + 0,2	7,52	0,36	9,20	0,017	7,92
-0,2 + 0,1	7,96	0,42	11,13	0,024	11,83
-0,1 + 0,071	2,48	0,47	3,91	0,030	4,62
-0,071 + 0,040	3,92	0,46	6,05	0,015	3,64
-0,04	19,92	0,21	13,92	0,019	23,44
Итого:	100,00	0,30	100,00	0,016	100,00

Из таблицы видно, что более 50% олова распределяется в крупных фазах от -2 мм до +0,3 мм. С от 0,3% до 0,4%. Наиболее богатыми классами являются +0,071 и +0,040 мм с содержанием олова 0,47%, и 0,46%. Увеличение распределения оксида вольфрама наблюдается пропорционально росту выхода определенного класса крупности. Самыми обогащенными классами крупности являются -0,2+0,071 мм с массовой долей в нем 0,024% и 0,030%.

Для получения кондиционного оловянного концентрата были проведены лабораторные опыты по комбинированной схеме с получением на первой стадии черного гравиконоцентрата и последующей его доводкой флотационными и магнитными методами обогащения. Схема лабораторных опытов гравитационного обогащения приведена на рисунке 1. В таблице 2 приведены результаты гравитационного обогащения.



Рисунок 1. Принципиальная схема гравитационного обогащения лабораторной пробы

Таблица 2 – Результаты гравитационного обогащения с получением чернового гравииоконцентрата

№ продукта	Наименование продуктов	Выход, %	Sn		WO ₃	
			β, %	ε, %	β, %	ε, %
1	Концентрат стола (черновой)	2,33	9,29	80,98	0,33	45,33
2	Хвосты гравитации, в т.ч	97,67	0,052	19,02	0,010	54,67
3	промпродукт стола	0,94	0,16	0,57	0,013	0,70
4	хвосты стола	96,73	0,051	18,45	0,0095	53,97
Итого: исходная руда		100,00	0,27	100,0	0,020	100,0

Исходя из результатов таблицы, можно сделать вывод о том, что при использовании гравитационной схемы с применением отсадочной машины и концентрационного стола получен черновой гравииоконцентрат с выходом 2,33%. Массовая доля олова составила 9,29%, с извлечением в гравииоконцентрат 80,98%, оксида вольфрама – 0,33%, а извлечение его 45,33%. Потери олова с хвостами гравитации составило 19,02%, а оксида вольфрама 54,67% соответственно.

На полученном черновом концентрате проводились исследования по его доводке. В первую очередь применяли сульфидную флотацию с целью перевести все сульфидные минералы в концентрат с минимизированием потерь в нем ценного компонента. Флотационные опыты показали, что потери олова и оксида вольфрама в сульфидный концентрат составляет около 2%.

Однако полуколичественный рентгенографический фазовый анализ на хвостах флотации выявил недоизвлечение сульфидов в концентрат (кварца, касситерита, пирротина, пирита, сфалерита и т.п.). В связи с этим было принято решение о корректировке схемы обогащения и использовать дополнительную операцию по магнитной сепарации перед сульфидной флотацией.

Схема проведения доводки гравииоконцентрата приведена на рисунке 2.

Полученные результаты доводки чернового гравииоконцентрата показаны в таблице 3.



Рисунок 2. Схема доводки
чернового гравикоонцентрата

Таблица 3 – Результаты доводки чернового гравикоонцентрата

Наименование продуктов	Выход %	Sn		WO ₃	
		массовая доля, %	ε, %	массовая доля, %	ε, %
Магнитная фракция перед флотацией 0,2 Тл	50,12	0,3	1,7	0,011	1,9
Немагнитная фракция, в т.ч.	49,88	17,95	98,3	0,6	98,1
∑ Концентрат сульфидный	26,09	1,15	3,3	0,10	8,6
Хвосты флотации (камерный продукт), в т.ч.	23,79	36,38	95,0	1,13	89,6
промпродукт стола	1,45	37,1	5,9	0,80	3,9
хвосты стола	9,02	25,5	25,2	0,96	29,1
Концентрат стола, в т.ч.	13,32	43,7	63,9	1,27	56,6
магнитная фракция от к-т стола 0,2 Тл	0,79	1,30	0,1	0,40	1,1
магнитная фракция от к-т стола 0,3 Тл	2,43	7,10	1,9	3,22	26,3
∑ Магнитная фракция	3,22	5,66	2,0	2,55	27,4
Немагнитная фракция (оловянный концентрат)	10,10	55,8	61,9	0,86	29,2
Итого: черновой гравикоонцентрат	100,0	9,11	100,0	0,30	100,0

Применение магнитной сепарации перед флотацией с магнитной напряженностью в 0,2 Тл позволило выделить немагнитную фракцию с массовой долей олова 17,95% и оксида вольфрама в 0,6%, с извлечением 98,3% и 98,1% соответственно. Доля потерь ценного компонента в магнитную фракцию составило 1,7% и 1,9%, соответственно.

Из немагнитной фракции, методом флотации выделили сульфидный концентрат и хвосты флотации, которые перечистили на концентрационном столе, с целью удаления пустой породы. На концентрате стола провели повторную магнитную сепарацию.

В результате удалось получить оловянный концентрат, с операционным выходом 10,10%, при массовой доле в нем олова 55,8%, также оксида вольфрама в 0,86%. С извлечением 61,9% и 29,2% соответственно. Потери олова в суммарную магнитную фракцию составило 2%, оксида вольфрама - 27,4% от операции. Также следует

отметить, что при увеличении магнитной напряженности возрастает потери олова и оксида вольфрама вместе с магнитной фракцией и составляют 7,10%, и 3,22%.

В настоящее время работы в данном направлении продолжаются, в части проведения дополнительных лабораторных исследований по корректировке реагентного режима и самой схемы в целом.

Obtaining quality tin concentrates from tin-tungsten bedrock ore samples

Alexeev A.S., Grebenyukova O.V., Koblov A.Yu.

One of the main processes for processing tin ores is gravity concentration. This paper presents the results of obtaining rough gravity concentrate at the head of the operation with the subsequent development of finishing technology using flotation and magnetic methods.

УСОВЕРШЕНСТВОВАННАЯ ДЕТЕРМИНИРОВАННАЯ ФИЗИКО-МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ГАЗОДИНАМИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ЗЕРНИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ

А.П. Тюкин, Т.И. Юшина

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
(НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация, e-mail: TukinAP@yandex.ru

В тезисах доклада показана разработка детерминированной физико-математической модели газодинамической сепарации, предложены принципиальные варианты реализации технологии газодинамической сепарации минеральных и металлизированных материалов, в том числе для разреженных сред.

Задача моделирования движения частицы после выхода из разгонного канала сводится к двум составляющим:

- расчет вектора скорости газа в каждой точке пространства после выхода из разгонного канала;
- итерационный расчет вектора скорости частицы по прохождении каждого интервала горизонтальной проекции расстояния.

Для расчетов принята следующая система координат:

X, Y – продольная (горизонтальная) и вертикальная координаты движения частицы. Нулевая точка – в центре плоскости выходного сечения разгонного канала, положительное направление – от разгонного канала по направлению движения газа в нем (по горизонтали) и по направлению силы тяжести, т.е. «вниз» (по вертикали).

Z – поперечная горизонтальная координата. В расчетах не используется и не рассматривается, т.к. ширина потока частиц существенно меньше ширины целевого сечения разгонного канала.

В практике создания математических моделей для изучения квазидвумерных, то

есть осесимметричных потоков жидкостей и газов уже разработано большое количество рабочих расчетных инструментов. Вместе с тем для конкретного рассматриваемого случая для расчета значений $v_x(A)$ и $v_y(A)$ целесообразно использовать наиболее подходящую, с точки зрения автора, модель плоской турбулентной струи в дальнем поле, т.е. с учетом следующего условия (1):

$$l = \sqrt{l_1^2 + l_2^2} \gg a_0 \quad (1)$$

Данное условие выполняется в рассматриваемом случае с высокой точностью. В связи с тем, что абсолютное давление газа в ресивере нагнетательной системы разгонного канала и в основном пространстве барокамеры на практически применяемых режимах отличается не более, чем на 2,5% отн. (экспериментально установлено автором), отклонение давления в начальной точке плоской струи от давления в основном объеме барокамеры целесообразно считать несущественным. Таким образом, давление вдоль сечения струи является постоянным.

Следовательно, в рамках уравнений пограничного слоя давление постоянно по всей области течения. Уравнения Прандтля пограничного слоя в данном случае будут иметь вид (2) [2-4]:

$$\begin{cases} u \frac{\partial u}{\partial x} + v \frac{\partial u}{\partial y} = \frac{A}{\rho} \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} \\ \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} = 0 \end{cases}, \quad (2)$$

где: u – горизонтальная составляющая скорости, м/с; v – вертикальная составляющая скорости, м/с; X, Y – горизонтальная и вертикальная координаты, м.

Коэффициент A моделируется соотношением (3):

$$A = k \rho b(x) U_m(x), \quad (3)$$

где: k – некоторый постоянный коэффициент, $b(x)$ – ширина струи, м, $U_m(x)$ – скорость на оси струи, м/с.

Вводя новую переменную $\eta = \frac{y}{b(x)}$, найдем решение в виде:

$$\frac{u}{u_m} = f\left(\frac{y}{b}\right) = f(\eta) \quad (4)$$

Задача сводится к решению дифференциального уравнения:

$$u_m \frac{dU_m}{dx} (F'^2 - FF'') - \frac{u_m^2}{b} \frac{db}{dx} FF' = k \frac{u_m^2}{b} F''', \text{ где:} \quad (5)$$

$$F(\eta) = \int_0^\eta f(\eta) d\eta \quad (6)$$

В данной задаче имеет место сохранение проекции на ось X количества движения в единице объема среды, протекающего через любое сечение струи, т.е.:

$$\int_{-\infty}^{+\infty} \rho u^2 dy = I_0 = \rho v_0^2 a_0 \quad (7)$$

Подставляем знание u из (4), получим:

$$\rho u_m^2 b \int_{-\infty}^{+\infty} f(\eta) d\eta = \rho v_0^2 a_0 \quad (8)$$

Отсюда следует, что:

$$u_m^2(x)b(x) = const \Rightarrow 2u_m \frac{du_m}{dx} b + u_m^2 \frac{db}{dx} = 0 \quad (9)$$

В силу (9), (5) принимает вид:

$$\frac{db}{dx} (F'^2 + FF''') = -2kF''' \quad (10)$$

После ряда преобразований находим искомые выражения для $u \equiv v_x$ и $v \equiv v_y$:

$$u = \frac{u_m}{ch^2\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right)} \equiv v_x(x, y) \quad (11)$$

$$v = cu_m \left[\frac{\eta}{ch^2\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right)} - \sqrt{\frac{k}{c}} th\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right) \right] \equiv v_y(x, y) \quad (12)$$

$$\eta = \frac{y}{b(x)} = \frac{1}{c} \frac{y}{x}, \quad c = const, \quad k = const$$

В данном случае C – коэффициент пропорциональности, определяемый экспериментально. В общем случае при описании плоской турбулентной струи данный коэффициент принимается равным 0,071 до 0,098. Для первичной калибровки модели значение данного коэффициента принято равным 0,1.

Коэффициент пропорциональности k (т.к. «коэффициент турбулентного перемешивания») также канонически принимается равным от 0,010 до 0,014 и более точно определяется экспериментальным путем.

Константа в уравнении U_m определяется исходя из закона сохранения импульса:

$$\int_{-\infty}^{+\infty} \rho u^2 dy = \rho u_m^2(x)b(x) \int_{-\infty}^{+\infty} \frac{d\eta}{ch^2\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right)} = I_0 = \rho u_0^2 a_0 \quad (13)$$

$$\int_{-\infty}^{+\infty} \frac{d\eta}{ch^2\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right)} = \frac{1}{\sqrt{\frac{c}{k}}} \int_{-\infty}^{+\infty} \frac{d\zeta}{ch^2\zeta} = \frac{4}{\sqrt{\frac{c}{k}}} \quad (14)$$

$$u_m(x) = u_0 \sqrt{\frac{a_0}{b(x)}} \frac{1}{\sqrt{\frac{4}{\sqrt{\frac{c}{k}}}}} = u_0 \sqrt{\frac{a_0}{Cx} \left(\frac{c}{k}\right)^{\frac{1}{4}}} \quad (15)$$

После расчета горизонтальной и вертикальной составляющей скорости газа (u_x , u_y) в начальной точке расчетного интервала горизонтального расстояния выполняется расчет скорости движения частицы по уравнениям равноускоренного движения.

Список использованных источников

1. Zhang G.Q., Assanis D.N. Manifold Gas Dynamics Modeling and Its Coupling With Single-Cylinder Engine Models Using Simulink. Journal of Engineering for Gas Turbines and Power, April 2003.
2. Кустова Е.В. Уравнения теории пограничного слоя. Санкт-Петербург: СПбГУ, 2013.
3. Лойцянский Л.Г. Механика жидкости и газа. М, 1970.
4. Гинзбург И.П. Теория сопротивления и теплопередачи. Л-д, 1970.

An improved deterministic physical and mathematical model of gas dynamic separation of granular materials

Tiukin A.P., Yushina T.I.

The abstracts of the report show the development of a deterministic physical and mathematical model of gas dynamic separation, and basic options for implementing the technology of gas dynamic separation of mineral and metallized materials, including for rarefied gases.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ

НАУЧНОЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ РЕЖИМОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

В.А. Чантурия, Г.А. Кожевников, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: kozhevnikov_ga@mail.ru

На основе теоретических и экспериментальных исследований обоснованы эффективные режимы выщелачивания эвдиалитового концентрата, обеспечивающие высокое извлечение Zr (более 89%) и PЗЭ (более 82%) за счет снижения потерь с кеком и силикагелем, организации циркуляции отработанных продуктивных растворов и разбавления ими продуктивного раствора, поступающего на первую стадию химического осаждения Zr. Разработанная технологическая схема обеспечивает селективное разделение Zr и PЗЭ, получение дополнительной товарной продукции (жидкое стекло и раствор аммиачной селитры), а также регенерацию 95-98% карбоната кальция – наиболее расходуемого реагента (более 5 тонн на тонну перерабатываемого концентрата).

Среди редкометалльных руд РФ перспективным источником для производства редких и PЗЭ являются эвдиалитовые руды Ловозерского месторождения [1, 2], переработка которых по флотационным и гравитационно-магнитоэлектрическим схемам обогащения обеспечивает получение концентратов эвдиалита, лопарита и эгирина. Получаемые эвдиалитовые концентраты характеризуются содержанием оксидов Si до 54%, Zr – от 11 до 13%, редкоземельных элементов (PЗЭ) – от 1,8 до 2,5% [3-5].

Метод кислотного выщелачивания является одним из основных предлагаемых способов переработки эвдиалитовых концентратов [6-9]. При этом основной проблемой гидрометаллургической переработки эвдиалита является образование кремниевой кислоты, которая подвергается процессу поликонденсации с образованием устойчивых силикагелей, характеризующихся высокой сорбционной способностью по отношению к высоковалентным катионам металлов, что приводит к снижению извлечения Zr и PЗЭ на 45% – 60% в продуктивный раствор.

Согласно исследованию авторов [10] гелеобразование обусловлено поликонденсацией кремниевой кислоты, образующейся в процессе выщелачивания эвдиалитового концентрата: $(\text{OH})_3\text{Si} - \text{OH} + \text{OH} - \text{Si}(\text{OH})_3 \leftrightarrow (\text{OH})_3\text{Si} - \text{O} - \text{Si}(\text{OH})_3$.

Некоторые катионы металлов, имеющие сродство к кислороду, например Cu^{2+} , La^{3+} , Y^{3+} , Al^{3+} , Zr^{4+} и другие металлы, характеризующихся высоким отношением заряда к ионному радиусу, также взаимодействуют с молекулами кремниевой кислоты с образованием структуры, представленной на рисунке 1 [11-13].

Вышеупомянутые реакции предполагают образование большого объема силикагеля при высоких потерях Zr и PЗЭ, характеризующихся высоким отношением заряда к ионному радиусу, при азотнокислотном разложении эвдиалитового концентрата.

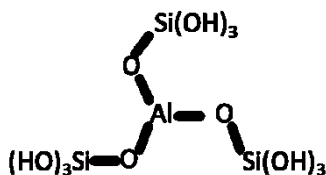


Рисунок 1. Структура, образующаяся при взаимодействии молекул кремниевой кислоты с катионами Al^{3+}

Такое взаимодействие молекул кремниевой кислоты с катионами металлов способствует ингибированию реакции поликонденсации и образованию силикагеля, сильно насыщенного водой (в нашем случае продуктивным раствором), что также увеличивает потери Zr и PЗЭ с гелем. Ингибирование вызвано внедрением ионов металлов между депротонированной кремниевой кислотой, в результате которого свободные OH-группы блокируются для поликонденсации и, следовательно, для дальнейшего быстрого роста и уплотнения частиц геля [11-12].

Цель работы: обоснование эффективного режима азотнокислотного растворения эвдиалитового концентрата, разработка технологических решений, обеспечивающих снижение потерь Zr и PЗЭ с образующимся силикагелем и в процессах переработки продуктивных растворов.

Результаты экспериментальных исследований.

Для выбора эффективного режима азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата проведены экспериментальные исследования по изучению влияния температуры минеральной пульпы, соотношения Т:Ж, концентрации азотной кислоты и продолжительности выщелачивания на извлечение Zr и PЗЭ в продуктивный раствор. Установлено, что рациональными параметрами выщелачивания эвдиалитового концентрата, обеспечивающими извлечение Zr 91,0% и PЗЭ 84,0%, являются: продолжительность процесса – 90 мин, концентрация азотной кислоты – 450 г/л; температура минеральной пульпы 80°C; соотношение Т:Ж – 1:20.

После выщелачивания продуктивный раствор с содержанием Zr 3,1 г/л, PЗЭ – 0,6 г/л отделяется от силикагеля центрифугированием. При этом более 50% PЗЭ и Zr сорбируется на силикагеле, который также включает в себя остатки минеральной фазы.

С целью снижения потерь ценных компонентов с силикагелем, а также на стадиях химического осаждения Zr и PЗЭ из продуктивных растворов выщелачивания предложены и апробированы следующие технологические решения:

- использование двухстадийного гидрометаллургического процесса [9, 14], включающего предварительную сернокислотную обработку нагретого концентрата с последующим водным выщелачиванием;
- добавка в процесс выщелачивания катионов высоковалентных металлов (Fe^{3+} , Al^{3+}), конкурирующих с PЗЭ в процессе сорбции на силикагеле;
- промывка силикагеля водой (в большей степени оборотной);

- переработка промытого силикагеля в жидкое стекло с попутным осаждением (извлечением) более 75% Zr и PЗЭ в виде силикатов и гидроксидов. Осадок возвращается в операцию выщелачивания эвдиалитового концентрата;
- разбавление продуктивного раствора в 4-5 раз водами, использованными в процессе промывки силикагеля, перед процессом извлечения Zr-продукта с использованием карбоната кальция (I стадия химического осаждения, рН 4);
- регенерация 95-98% карбона кальция, используемого в первой стадии химического осаждения (получение Zr-продукта), – наиболее расходуемого реагента (более 5 тонн на тонну перерабатываемого концентрата). С учетом того, что карбонат кальция регенерируется из отработанных продуктивных растворов и промывных вод, насыщенных катионами кальция, в него также переходят не извлеченные ранее катионы PЗЭ;
- закрытие водяных контуров с обеспечением циркуляции более 93% отработанных продуктивных растворов и промывных вод.

Двухстадийный гидрометаллургический процесс, включающий предварительную сернокислотную обработку нагретого концентрата с последующим водным выщелачиванием.

Выщелачивание эвдиалитового концентрата на основе использования двухстадийного процесса осуществляли следующим образом: концентрат выщелачивали при постоянном перемешивании в серной кислоте при соотношении минеральной фазы к кислоте = 1:2 в течение 2-х часов. Далее полученную суспензию промывали водой в количестве 5:1 к массе исходного концентрата.

Описанный способ выщелачивания показал очень низкую эффективность – извлечение PЗЭ в продуктивный раствор составило 66%. При этом после промывки суспензии водой из продуктивного раствора сразу образовывался очень устойчивый силикагель (100% по объему). Промывка образовавшегося силикагеля водой при соотношении 1:10 при температуре 75°C в течение 1,5 часов обеспечило извлечение PЗЭ из геля в раствор 42%. Предварительное измельчение концентрата с 315 до 80 мкм способствовало повышению извлечения PЗЭ из геля до 56%.

Добавка в процесс выщелачивания катионов высоковалентных металлов (Fe^{3+} , Al^{3+}), конкурирующих с PЗЭ в процессе сорбции на силикагеле.

С целью снижения потерь Zr и PЗЭ с силикагелем исследована возможность их замещения в силикагеле на катионы Al^{3+} и Fe^{3+} путем добавления в процесс азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата солей $AlCl_3 \times 6H_2O$ (от 34 до 274 кг/т концентрата) и $FeCl_3 \times 6H_2O$ (72,5 и 145 кг/т концентрата). Установлено, что наиболее рациональные концентрации $AlCl_3 \times 6H_2O$ и $FeCl_3 \times 6H_2O$ равные 68 и 145 кг/т, соответственно, обеспечивают снижение потерь PЗЭ и Zr с силикагелем более чем на 15%. С учетом более низкого расхода 68 кг/т $AlCl_3 \times 6H_2O$ (13,6 кг/т Al) и возможности его практически 100% отделения от PЗЭ на первой стадии химического осаждения Zr в схему выщелачивания концентрата добавлена операция подачи солей алюминия.

Промывка силикагеля водой (в большей степени обратной) с последующей

переработкой в жидкое стекло при сопутствующем осаждении (извлечении) более 75% Zr и PЗЭ в виде силикатов и гидрооксидов.

Переработку силикагеля с попутным извлечением Zr и PЗЭ осуществляли следующим образом. Изначально гель промывали в оборотной воде (75°C) при соотношении 1:10. Данное соотношение выбрано на основе результатов проведенных исследований по оценке эффективности извлечения PЗЭ из силикагеля методом промывки в зависимости от соотношений Т:Ж при температуре 75°C (требуемая температура растворов в схеме), представленных в таблице 1. Установлено, что наиболее рациональное соотношение промывной воды к силикагелю 10:1 обеспечивает извлечение PЗЭ из силикагеля 57%; увеличение объема промывной воды в два раза (20:1) обеспечивает прирост извлечения PЗЭ только на 3,3% - до 60,3%.

Таблица – 1 Влияние соотношения промывной воды к силикагелю на извлечение PЗЭ

Соотношение промывной воды к силикагелю	2,5	5	10	15	20
Извлечение PЗЭ из силикагеля в промывной раствор, %	42,7	49,4	57,0	59,9	60,3

Далее, к выделенному промытому силикагелю добавляли едкий натр. При этом силикагель переходит из гелеобразного в жидкое состояние (раствор жидкого стекла) с попутным выпадением осадка силикатов и гидрооксидов Zr, PЗЭ, Al, Fe и других металлов. Извлечение Zr и PЗЭ в осадок составляет более 75%, что при его возвращении в операцию выщелачивания обеспечивает повышение содержания Zr и PЗЭ в продуктивном растворе на 12-16% при снижении потерь более чем на 6%.

После выделения ценных компонентов и избытка катионов натрия раствор жидкого стекла упаривается от 1:5 до 1:10 для соответствия требованиям по содержанию Na, Si и плотности.

Экспериментально установлено, что *разбавление продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата* (после выделения силикагеля) в 4-5 раз водами, использованными в процессе промывки силикагеля, перед процессом извлечения Zr-продукта с использованием карбоната кальция (I стадия химического осаждения, pH 4) (рисунок 2) обеспечивает снижение потерь PЗЭ с циркониевым продуктом с 8–12% до 2–4%. Это обусловлено резким снижением относительного объема образующегося водонасыщенного осадка тетрагидрата нитрата кальция, содержащего Zr, и концентрации PЗЭ в растворе, поступающем на первую стадию химического осаждения.

Регенерация 95-98% карбона кальция (см. рисунок 2), используемого в первой стадии химического осаждения (получение Zr-продукта), также обеспечивает снижение потерь Zr и PЗЭ на 1-3% за счет того, что в регенерируемый карбонат кальция из отработанных продуктивных растворов и промывных вод переходят не извлеченные ранее катионы ценных компонентов.

Регенерация карбоната кальция (с попутным получением раствора аммиачной селитры) осуществляется путем добавления аммиака и углекислого газа (в исследованиях также использовали карбонат аммония) в насыщенные катионами

кальция отработанные продуктивные и промывные растворы по реакциям:

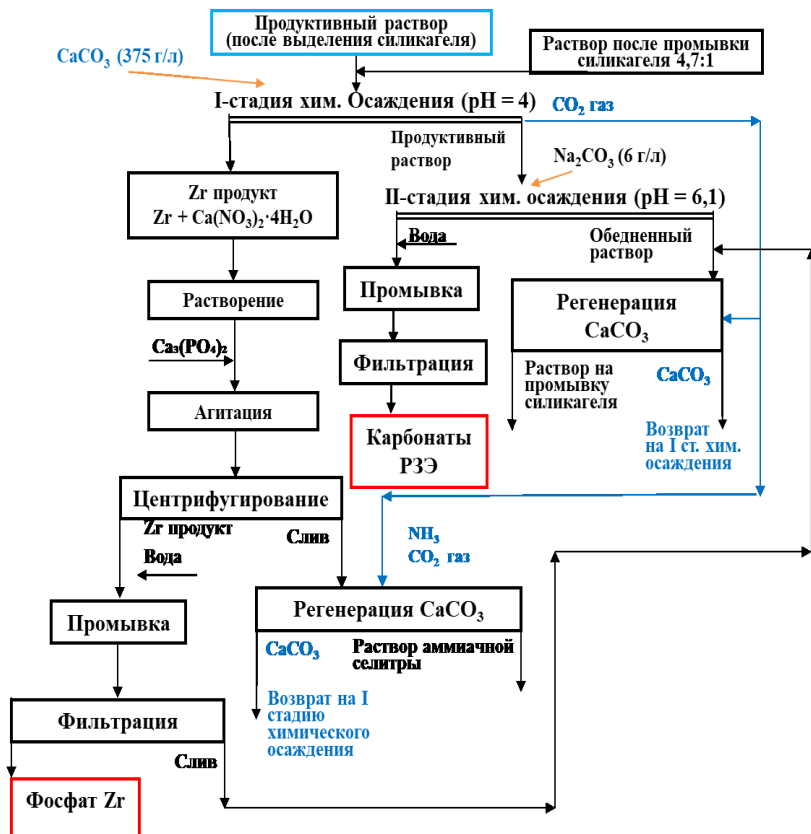
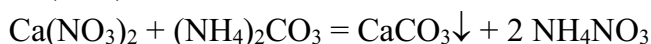


Рисунок 2. Принципиальная схема извлечения Zr и P3Э из продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата после выделения из него силикагеля

Заккрытие водяных контуров с обеспечением циркуляции более 93% отработанных продуктивных растворов и промывных вод способствует повышению эффективности и экологической безопасности разработанной технологической схеме переработки эвдиалитового концентрата. Так, например, только замена воды, поступающей в процесс выщелачивания для разбавления кислоты, на раствор после промывки силикагеля обеспечивает повышение концентрации ценных компонентов в продуктивном растворе более чем на 5% и снижению расхода азотной кислоты на 12,2%.

Заключение.

На основе теоретических и экспериментальных исследований разработана и апробирована инновационная, энергоэффективная и ресурсосберегающая технология комплексной переработки эвдиалитового концентрата; обоснованы эффективные режимы выщелачивания эвдиалитового концентрата, обеспечивающие высокое извлечение Zr (более 89%) и P3Э (более 82%) за счет снижения потерь с кеком и силикагелем, организации процессов переработки силикагеля, регенерации реагентов, циркуляции отработанных продуктивных растворов и разбавления ими продуктивного раствора, поступающего на первую стадию химического осаждения Zr.

Разработанная технологическая схема обеспечивает селективное разделение Zr и P3Э, получение дополнительной товарной продукции (жидкое стекло и раствор

аммиачной селитры), а также регенерацию 95-98% карбоната кальция – наиболее расходуемого реагента (более 5 тонн на тонну перерабатываемого концентрата).

Список использованных источников

1. Богатырева Е.В. и др. Эффективность щелочно-кислотного способа комплексного выщелачивания эвдиалитового концентрата. Ч. 1 // Цветные металлы. 2018. № 7. С. 57–61.
2. Богатырева Е.В. и др. Эффективность щелочно-кислотного способа комплексного выщелачивания эвдиалитового концентрата. Ч. 2 // Цветные металлы. 2018. № 8. С. 69–74.
3. Производство редких и редкоземельных металлов /Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям. – М.: Бюро НДТ,– 2017.– 210 с.
4. Savel'eva I.L. The rare-earth metals industry of Russia: Present status, resource conditions of development // Geography and Natural Resources. – 2011. – V. 32(1). – pp. 65–71.
5. Самонов А.Е., Мелентьев Г.Б. Эвдиалит: переоценка промышленной значимости [Электронный ресурс] – 2008. – URL: https://www.newchemistry.ru/letter.php?n_id=382 (дата обращения 23.11.2020).
6. Zakharov V.I., Skiba G.S., Solovyov A.V. et al. Some aspects of acid treatment of eudialyte. //TSvetnye Met. 2011, 11, 25–29.
7. Lebedev V.N. Sulfuric acid technology of eudialyte concentrate //Russ. J. Appl. Chem. 2003, 76, 1559–1563.
8. Lebedev V.N., Shchur T.E., Maiorov D.V. et al. Features of the acid decomposition of eudialyte and some rare metal concentrates the Kola Peninsula //Russ. J. Appl. Chem. 2003, 76, 1191–1196.
9. Davris P., Stopic S., Balomenos E. et al. Leaching of rare earth elements from eudialyte concentrate by suppressing silica gel formation. Miner. Eng. 2017, 108, 115–122.
10. Vaccarezza V., Anderson C. (2018) Beneficiation and Leaching Study of Norra Kärr Eudialyte Mineral. In: Kim H. et al. (eds) Rare Metal Technology 2018. TMS 2018. The Minerals, Metals & Materials Series. Springer, Cham.
11. Balinski P.A., Atanasova O. et al. Recovery of REEs, Zr(Hf), Mn and Nb by H₂SO₄ leaching of eudialyte concentrate, Hydrometallurgy.
12. Bansal N.P. Influence of several metal ions on the gelation activation energy of silicon Tetraethoxide //Journal of the American Ceramic Society, V.73, Iss. 9, September 1990, PP. 2647-2652.
13. Marshall W.L., Chen C.-T.A., 1982. Amorphous silica solubilities—VI. Postulated sulfatesilicic acid solution complex. Geochim. Cosmochim. Acta 46 (3), 367–370.
14. Silin I., Dertmann C., Cvetkovi'c, V.S. et al. Prevention of Silica Gel Formation for Eudialyte Study Using New Digestion Reactor. Minerals 2024, 14, 124.

Scientific and experimental substantiation of effective leaching modes of eudialyte concentrate

Chanturia V.A., Kozhevnikov G.A., Minenko V.G., Samusev A.L.

Based on theoretical and experimental studies, effective modes of leaching of eudialyte concentrate are substantiated, providing high extraction of Zr (more than 91%) and REE (more than 84%) by reducing losses with cake and silica gel, organizing the circulation of spent productive solutions and diluting them with the incoming productive solution to the first stage of chemical deposition of Zr. The developed technological scheme ensures the selective separation of Zr and rare earth elements, the production of additional commercial products (liquid glass and ammonium nitrate solution), as well as the regeneration of 95-98% of calcium carbonate - the most consumed reagent (more than 5 tons per ton of processed concentrate).

РАЗРАБОТКА ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЙ УСТАНОВКИ ДЛЯ ГИДРО- И ЭЛЕКТРОХЛОРИНАЦИИ

Ю.П. Морозов¹, А.И. Вальцева², М.Ж. Битимбаев³, А.В. Шварук⁴

¹ Уральский государственный горный университет (УГГУ), г. Екатеринбург,
Российская Федерация, e-mail: tails2002@inbox.ru

² Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина (УрФУ),
г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: Alex-Liga@yandex.ru

³ Национальная инженерная Академия (НИА РК), г. Алматы, Республика Казахстан

⁴ ТОО МАКРОМ, г. Алматы, Республика Казахстан

В статье рассмотрена структурная схема комбинированного процесса гидро- и электрохлорирования, описано основное оборудование и приведена принципиальная схема аппарата данной установки.

В настоящее время при добыче золота все большую роль играют технологии извлечения благородных металлов из труднообогатимых упорных руд. Прямое цианирование упорного золотосульфидного сырья не позволяет получить высокие показатели извлечения золота. Является необходимым изыскание более эффективных методов, которыми являются методы хлоринации, отличающиеся более высокой скоростью растворения золота и высокими показателями вскрытия золота в упорных рудах.

Известно несколько методов проведения хлоринации: газовая, гидрохлоринация и электрохлоринация. В настоящее время хлоринация газообразным хлором применяется в операциях аффинажа благородных металлов путем продувки хлора через расплавленное черновое золото. Гидрохлоринация нашла свое применение при скважинном подземном растворении золота из окисленных золотосодержащих руд. Электрохлоринация является перспективным методом и активно развивается. Авторами предлагается технология, совмещающая процессы гидрохлоринации и электрохлоринации. Подобная комплексная технология состоит из нескольких структурных процессов, показанных на рисунке 1.

Получение газообразного хлора методом электролиза водных растворов непосредственно в зоне переработки золотосодержащего сырья позволяет не только экономить денежные ресурсы на транспортировку опасного газа, но позволяет уменьшить риски выброса хлора в окружающую среду.

Получение хлора производится в диафрагменном электролизере, в который подается насыщенный раствор NaCl, на аноде выделяется газообразный хлор, на катоде – катодный водород, который может отводиться для дальнейшего использования в паросиловом цикле.

Газообразный хлор направляется на получение хлорной воды методом растворения. В предлагаемой технологии для получения хлорной воды с максимальной

концентрацией реализуется ступенчатое барботажное растворение хлора в растворных емкостях при встречном движении жидкой фазы и хлора.

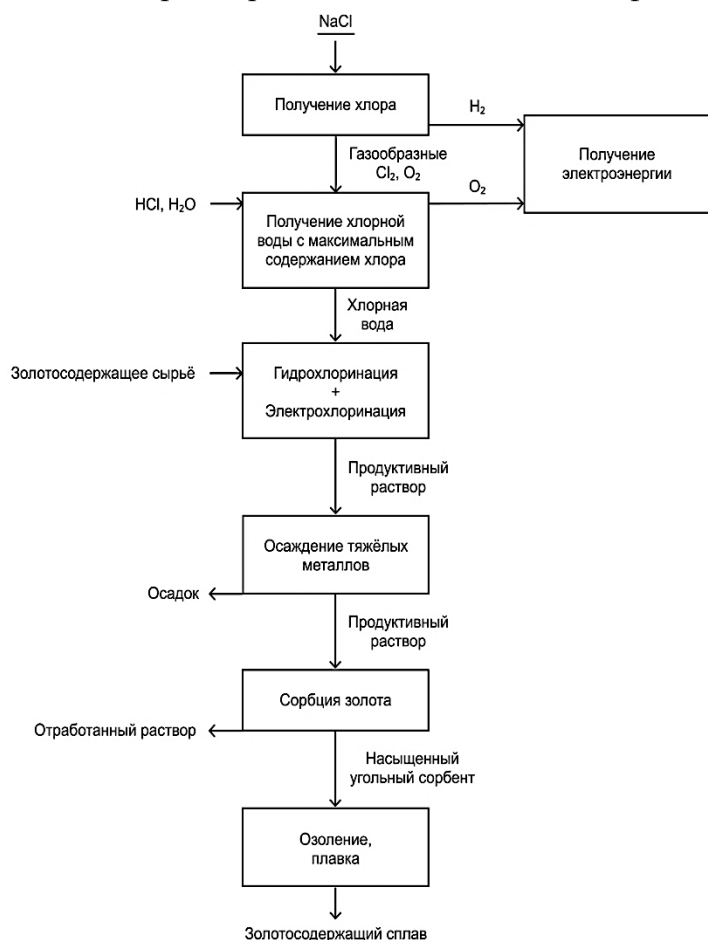


Рисунок 1. Структурная схема совмещенного процесса гидро- и электрохлоринации

Возможны варианты с подкислением хлорной воды и без подкисления. Полученная хлорная вода направляется далее в массив золотосодержащего сырья, где происходит растворение золота, окисленных и сульфидных минералов. Возможна реализация процессов гидрохлоринации и электрохлоринации отдельно или совместно. Полученный продуктивный раствор и полученный при электролизе катодит отправляются в процесс коллективного или избирательного осаждения катионов тяжелых металлов, а очищенный золотосодержащий продуктивный раствор подается в операцию сорбции на угольный сорбент, в результате чего получается насыщенный золотом угольный сорбент и отработанный раствор. Насыщенный угольный сорбент подается на озонирование и последующую плавку для получения золотосодержащего сплава. Отработанный раствор направляется в оборот.

Подобную схему предлагается реализовать на опытно-промышленной установке, которая предназначена для испытания и отработки схем и режимов электрохимической хлоринации различных видов золотосодержащего сырья с целью определения эффективности технологии и технологической схемы процесса. В соответствии с этим на опытно-промышленной установке предусмотрена реализация различных схем и режимов на конкретном виде сырья. Условием вовлечения в переработку сырья является

доведение его до требуемой для хлоринации крупности в диапазоне от 2 мм до 0,1 мм. В каждом конкретном случае крупность исходного материала задается в зависимости от минерального состава, крупности вкраплений, форм нахождения благородных металлов.

На опытно-промышленной установке предусмотрено испытание различного вида золотосодержащих материалов методами гидрохлоринации, электрохлоринации и комбинирования этих методов.

Гидрохлоринация предусматривает получение газообразного хлора в отдельном электролизере, получение хлорной воды путем растворения газообразного хлора, обработку исходного материала хлорной водой с растворением компонентов исходного материала и получением продуктивного раствора, выделение из продуктивного раствора компонентов в соответствующие конечные продукты.

Электрохлоринация предусматривает получение газообразного хлора, его растворение и получение активных хлорсодержащих растворителей непосредственно в зоне расположения обрабатываемого материала.

В процессах гидро- и электрохлоринации образуются продуктивные растворы, щелочные растворы (католиты), газы (водород, кислород, хлор) и кек (остаток после обработки исходного материала).

Разработанная хлоринационная установка состоит из следующих элементов: аппарата ЭКОХЛОП-250, источника постоянного тока ДС 400.33М, растворных емкостей для растворения NaCl и HCl, четырехкамерной установки для получения хлорной воды, электрохлоринаторов, емкостей для осаждения тяжелых металлов, емкостей для сорбции золота угольным сорбентом, насосов.

Аппарат ЭКОХЛОП-250 для получения газообразного хлора выпускается ООО «Институт электротехнических систем и технологий Витольда Бахира». Технические характеристики аппарата приведены в таблице.

Таблица – Технические характеристики установки ЭКОХЛОП-250

Наименование показателя		Значение
Производительность по выходу газообразного хлора, г/ч		250
Концентрация рабочего раствора хлорида натрия, г/л		200-250
Мощность, потребляемая установкой при номинальном режиме работы, Вт		не более 1200
Номинальное значение:	-тока, А	50
	- напряжения, В	6
Расход католита, л/ч		2-3
Номинальное давление газа в анодной камере реактора электрохимического блока, МПа		1,8 – 0,2
Масса установки, кг,		120
Габаритные размеры (высота, ширина и длина), мм		1800x600x800

Электрохимическая установка состоит из четырех проточных модульных элементов МБ-26Т. Устройство ЭКОХЛОП-250 работает следующим образом. Исходный

солевой раствор подается в нижний анодный коллектор при помощи дозирующего мембранного насоса. Уровень раствора соли в реакторе поддерживается автоматически контроллером блока установки. Под действием электрического тока в реакторе из раствора $NaCl$ образуются газообразные хлор и водород, а также католит. Газообразный хлор собирается в верхний анодный коллектор, а затем через редуктор направляется в процесс получения хлорной воды. Образующийся католит направляется на стадию осаждения ионов тяжелых металлов. Водород может быть направлен на иные технологические нужды, например, в цикл получения электрической энергии.

В качестве источника постоянного тока используется сварочный аппарат инверторного типа ДС 400.33М производства ООО «Р96». Аппарат имеет ограничения напряжения холостого хода до 12 В и дистанционное управление током при помощи цифрового или аналогового пульта. В источнике предусмотрено автоматическое отключение при перегреве и отсутствии одной из фаз.

Для реализации процессов растворения реагентов и хлора, процессов электрохлоринации, осаждения ионов тяжелых металлов и сорбции золота предусмотрены химически стойкие емкости серии ЕКБ и ЭВГ объемом от 200 л до 3000 л. Емкости оснащены отводами, трубопроводами из стекловолокна ПН20 ПП размерами 110x15,1, 63x8,8, 40x5,5, 25x3,5, кранами ПНД 63x63, шаровыми кранами 25x25. В качестве электродов для электрохимической хлоринации предусмотрены электроды из арматурной стали, графитовые электроды различной конфигурации. Для подвода электричества к электродным станциям предусмотрены кабели КГтп-ХЛ 1x50 и кабели КГтп-ХЛ 1x25 – 0.665РЭКС. На рисунке 2 представлена схема цепей аппаратов опытно-промышленной установки.

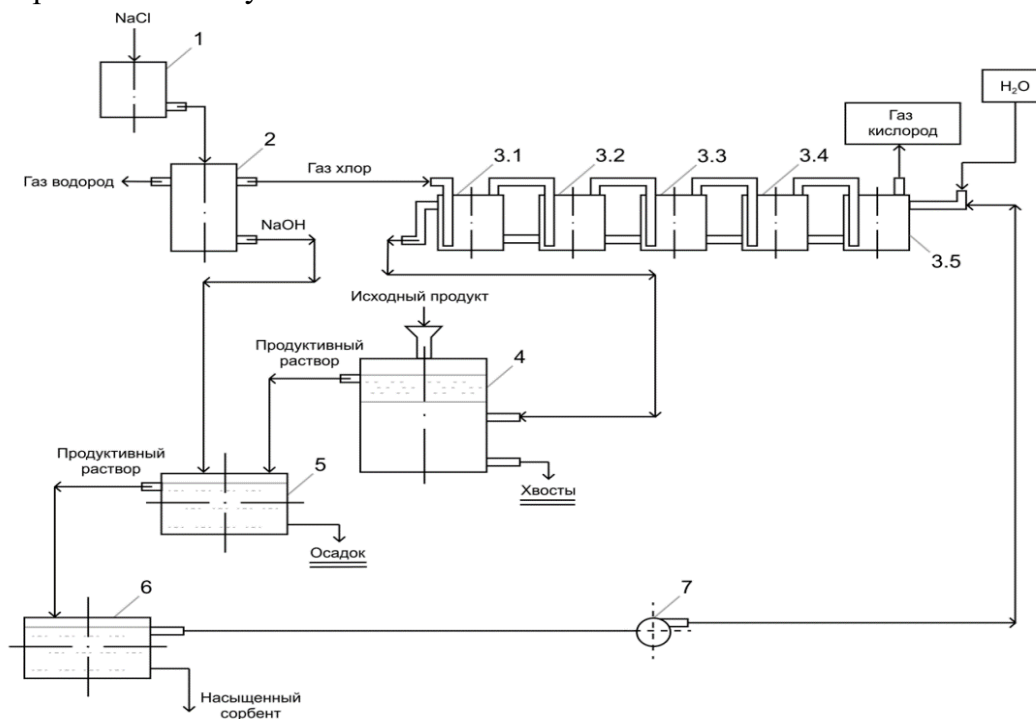


Рисунок 2. Схема цепей аппаратов электрохлоринационной установки:

1 – растворный бак; 2 – электролизер; 3.1, 3.2, 3.3, 3.4, 3.5 – емкости для растворения хлора из анодных газов; 4 – электрохлоринатор; 5 – емкость для осаждения ионов тяжелых металлов; 6 – емкость с угольным сорбентом; 7 – насос

Предлагаемая установка работает следующим образом: в электрохлоринатор 4 загружается порция исходного материала. В растворный бак 1 загружается поваренная соль NaCl. Раствор NaCl подается в электролизер 2. При подаче постоянного тока в электролизере 2 на аноде образуются газообразные хлор и кислород, на катоде – газ водород и католит, представляющий собой смесь NaOH и NaCl.

Анодные газы из электролизера 2 последовательно поступают в пять емкостей для растворения хлора 3.1, 3.2, 3.3, 3.4, 3.5.

В емкость 3.5 непрерывно подается вода, а из емкости 3.1 непрерывно выпускается хлорная вода. При прохождении анодных газов через растворные емкости 3.1 – 3.5 газ хлор за счет барботажа через жидкую фазу растворяется и из емкости 3.5 выпускается полностью очищенный от хлора анодный кислород.

Хлорная вода из емкости 3.1 непрерывно подается в электрохлоринатор 4, в котором осуществляется гидрохлоринация исходного материала. При подаче постоянного тока на электроды электрохлоринатора 4 осуществляется процесс электрохлоринации. Продуктивный раствор из электрохлоринатора 4 подается в емкости 5 для осаждения ионов тяжелых металлов, куда подается католит из электролизера 2.

В емкости 5 осуществляется осаждение гидроокислов тяжелых металлов. Продуктивный раствор из емкости 5 направляется в емкость 6 с угольным сорбентом, на котором осуществляется сорбция золота. Отработанный раствор из сорбционных емкостей 6 насосом 7 направляется в оборот в емкость 3.5.

При достижении насыщения угольного сорбента золотом, насыщенный угольный сорбент выпускается из емкости 6. В зависимости от сорбционной емкости угольного сорбента по золоту, насыщенный угольный сорбент содержит от 2 до 4 кг золота на тонну сорбента и может быть товарной продукцией для озолотения и плавки на получение золотосодержащего сплава.

Электрохимические хлоринаторы для каждой предлагаемой к реализации технологии оснащаются индивидуальными электродными станциями, реализующими заданные технологические режимы.

Разработанная опытно-промышленная установка позволяет реализовать широкий спектр технологий и технологических схем для реализации переработки различного вида золотосодержащего сырья.

На опытно-промышленной установке предусмотрена возможность реализации различных технологий и схем гидрохлоринации, электрохлоринации и комбинирования этих процессов.

Предусмотрена реализация диафрагменного и бездиафрагменного, агитационного и перколяционного режимов в кислой, нейтральной и щелочной средах с отдельным и совместным осаждением ионов тяжелых металлов.

Подобное компоновочное решение опытно-промышленной установки позволяет реализовывать широкий спектр технологий и разрабатывать технологические режимы переработки различного вида золотосодержащего сырья.

Development of a pilot plant for hydro- and electrochlorination

Morozov Yu.P., Valtseva A.I., Bitimbaev M.Zh., Shvaruk A.V.

The article discusses the block diagram of the combined hydro- and electrochlorination process, describes the main equipment and provides a circuit diagram of the apparatus of this installation.

**МОРФОЛОГИЯ, ДИСПЕРСНОСТЬ И БЕЛИЗНА ДИОКСИДА ТИТАНА,
ПОЛУЧЕННОГО ПО ГИДРОФТОРИДНОЙ ТЕХНОЛОГИИ***

**П.С. Гордиенко¹, С.Б. Ярусова¹, Д.В. Достовалов¹, Д.П. Опра¹,
В.В. Суховой¹, Д.В. Андросов²**

¹ Институт химии Дальневосточного отделения РАН (ИХ ДВО РАН),
г. Владивосток, Российская Федерация

² Дальневосточный геологический институт ДВО РАН (ДВГИ ДВО РАН),
г. Владивосток, Российская Федерация

В работе представлены результаты исследований по получению из ильменитового концентрата Ариадненского месторождения (Приморский край) диоксида титана гидрофторидным способом. Проведен сравнительный анализ по величинам коэффициентов белизны полученных образцов диоксида титана с образцами широко применяемых марок пигментов, выпускаемых известными мировыми производителями.

Качество пигментного диоксида титана определяется по таким техническим параметрам как белизна, дисперсность, укрупненность, светостойкость, маслосъемкость и др. В работе проведен сравнительный анализ по величинам коэффициентов белизны образцов диоксида титана, полученных по гидрофторидному способу, из ильменитового концентрата Ариадненского месторождения (Приморский край РФ), с образцами широко применяемых марок пигментов, выпускаемых известными мировыми производителями.

Технологическая схема гидрофторидного способа переработки ильменитовых концентратов с получением пигментов на основе диоксида титана и оксидов железа была разработана в Институте химии ДВО РАН и в лабораторных условиях опробована на многих образцах ильменитовых концентратов из различных месторождений РФ, Украины, Новой Зеландии, Китая, а также на концентрате перовскита. Экологическая приемлемость предложенного способа обусловлена возвратом в технологическом цикле реагентов вскрытия (фтораммонийных солей) и минимальным водопотреблением [1].

* Работа выполнена в рамках гос. задания Института химии ДВО РАН FWFN(0205)-2022-0002.

Исследования проведены с использованием оборудования ЦКП Дальневосточный центр структурных исследований ИХ ДВО РАН и на оборудовании ЦКП Приморский центр локального, элементного и изотопного анализа ДВГИ ДВО РАН.

Для получения фтораммонийных солей титана и железа с целью их последующего пирогидролитического разложения и получения оксидов, пригодных в качестве пигментов, ильменитовый концентрат Ариадненского месторождения профторирован кислой фтораммонийной солью NH_4HF_2 (марка «ч», ГОСТ 9546-75, производитель АО «АМК-групп», г. Санкт-Петербург). Фторирование проведено в закрытом реакторе при температуре 140°C с утилизацией газовых продуктов реакции. Время фторирования 4 ч.

Согласно данным РФА, фазовый состав ильменита Ариадненского месторождения характеризуется наличием ильменита FeTiO_3 , следов кварца SiO_2 , рутила TiO_2 и следов неизвестной фазы. В составе спека (профторированного ильменитового концентрата) имеются кристаллические фазы: гексафтороферрат аммония $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6$; гексафтортитанат аммония $(\text{NH}_4)_2\text{TiF}_6$; двойная соль $(\text{NH}_4)_2\text{TiF}_6 \cdot \text{NH}_4\text{F}$.

Для очистки фтораммонийной соли титана от соли железа использовали их различие в величинах растворимости в водных растворах фторида аммония. Из раствора, очищенного от железа до заданной концентрации, выделяли соль $(\text{NH}_4)_3\text{TiOF}_5$, которую использовали для получения диоксида титана [2, 3].

Полученную соль титана $(\text{NH}_4)_3\text{TiOF}_5$ подвергали пирогидролитическому разложению при различных режимах и температурах. Конечными продуктами пирогидролитического разложения являются диоксид титана, аммиак и гидрофторид. Дисперсность полученного TiO_2 – от 100 до 250 нм (*далее – образцы Ti*).

Получены данные и по совместному пирогидролитическому разложению $(\text{NH}_4)_3\text{TiOF}_5$ с диоксидом кремния при мольном соотношении в исходной шихте $\text{Ti/Si} = 1:(1.1-1.2)$ (*далее – образцы Ti+Si*). Согласно ранее полученным данным, диоксид кремния влияет на кинетику процесса пирогидролитического разложения солей, снижая конечную температуру процесса и коррозионную активность продуктов пирогидролитического разложения на материалы внутренней футеровки пирогидролитической печи [4].

В качестве образцов сравнения по коэффициенту белизны исследованы марки титановых пигментов следующих производителей: KRONOS 2190 (сульфатная технология, рутильная модификация оксида, производство Германия); P-02 (сульфатная технология, рутильная модификация оксида, ГОСТ 9808-84, производство «Крымский титан», Россия); TIKONTR-33 (сульфатная технология, рутильная модификация оксида, производитель фирма Jiangxi Tikon Titanium Products Co., Ltd., КНР); ТИОКСИД® TR90 (рутильная модификация оксида, производство США); ТИОКСИД R-TC30, R-TC-90 (хлоридная технология, рутильная модификация оксида, Venator (бывш. Huntsman R&A, производство Великобритания).

Все образцы пигментов представляют собой мелкодисперсные порошки диоксида титана, обработанные солями алюминия, циркония или кремния. Данные о производителях, модификации, технологии получения взяты из сопроводительных документов и сертификатов к пигментам.

На рисунках 1 и 2 приведены оптические спектры отражения образцов сравнения и образцов диоксида титана, полученных пирогидролитическим разложением из ильменитового концентрата Ариадненского месторождения. Спектры отражения получены на

спектрофотометре Shimadzu 2600 (Япония) с приставкой ISR-2600Plus для работы в режиме диффузного отражения при комнатной температуре в диапазоне длин волн 200–800 нм со спектральной шириной щели 1 нм и шагом сканирования 1 нм. В роли непоглощающего стандарта задействовали сульфат бария (ос.ч., «NacalTesque», Япония).

Согласно полученным результатам, величина белизны эталонов изменяется от 68.43% для P-02 до 73.65% для TIOXIDE R-TC30. Для образцов из ильменитового концентрата более высокие значения белизны от 81.96 до 84.25% имеют образцы, полученные из шихты «оксопентафторотитанат аммония + диоксид кремния» (образцы Ti+Si) при нагреве до 700°C и при выдержке 3 ч. Увеличение времени пирогидроллиза при температуре 700°C до 6 ч приводит к уменьшению величины белизны.

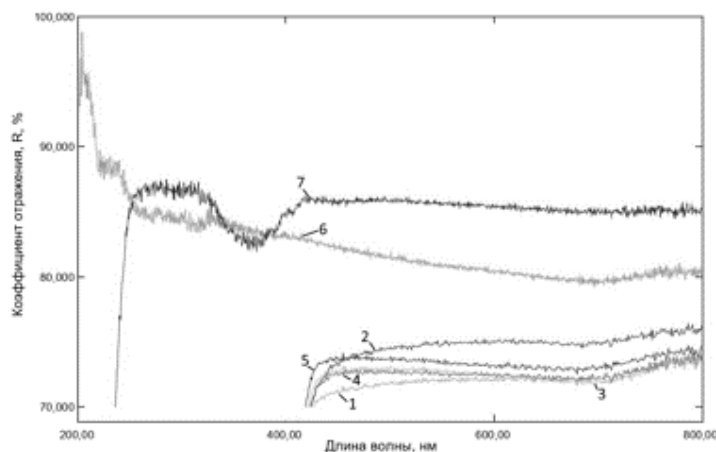


Рисунок 1. Оптические спектры отражения образцов сравнения (коммерческих образцов диоксида титана):

1 – KRONOS-2190, 2 – P-02, 3 – TIKONTR-33, 4 – ТИОКСИД® TR90, 5 – TIOXIDE R-TC30, 6 – BaSO₄ в кювете, 7 – MgO ч (реактив 1)

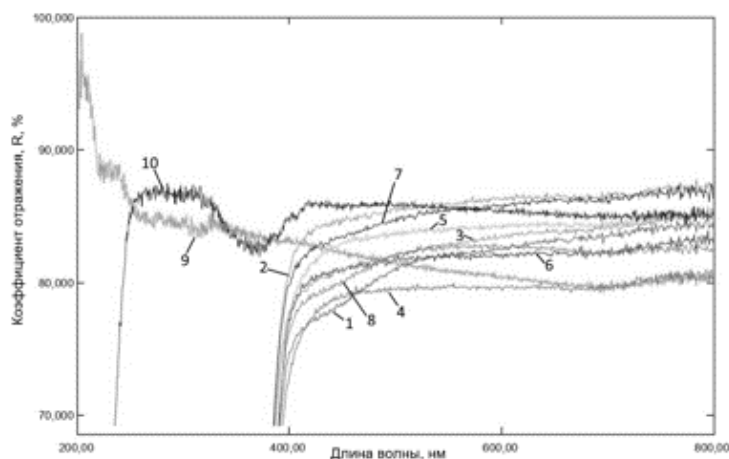


Рисунок 2. Оптические спектры отражения образцов диоксида титана, полученных из ильменитового концентрата Ариадненского месторождения:

1 – Ti+Si (двойной нагрев до 700°C), 2 – Ti+Si (700°C), 3 – Ti+Si (800°C), 4 – Ti (700°C), 5 – Ti+Si (700°C), 6 – Ti (800°C), 7 – Ti+Si (700°C, 3 ч), 8 – Ti, 9 – BaSO₄ в кювете, 10 – MgO ч (реактив 1)

Таким образом, при различных временных и температурных режимах пирогидролиза фтораммонийных солей титана из ильменитовых концентратов Ариадненского месторождения получены образцы диоксида титана, не уступающие по своим характеристикам промышленным образцам пигментов, выбранных для сравнения.

Список использованных источников

1. Gordienko P.S. et al. Hydrofluoride method of complex processing of titanium-containing raw materials // Process Engineering Journal. 2017. V.1. - PP. 31–34.
 2. Бакеева Н.Г. и др. Исследование растворимости в системах $\text{NH}_4\text{F}-(\text{NH}_4)_2\text{TiF}_6-\text{H}_2\text{O}$ и $\text{NH}_4\text{F}-(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6-(\text{NH}_4)_2\text{TiF}_6-\text{H}_2\text{O}$ // Химическая технология. 2007. С. 389–391.
 3. Бакеева Н.Г. и др. Получение высокочистых солей титана из системы $(\text{NH}_4)_2\text{TiF}_6-(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6-\text{NH}_4\text{F}-\text{H}_2\text{O}$ // Журнал общей химии. 2009. Т. 79. Вып.1. С. 3–8.
 4. Гордиенко П.С. и др. Получение диоксида титана из системы: аммония гексафторотитанат – диоксид кремния // Химическая технология. 2021. Т. 22. №12. С.530–542.
-

Morphology, dispersibility and whiteness of titanium dioxide obtained by hydrofluoride technology

**Gordienko P.S., Yarusova S.B., Dostovalov D.V., Opra D.P.,
Sukhovey V.V., Androsov D.V.**

The paper presents the results of research on obtaining titanium dioxide from ilmenite concentrate of Ariadnenskoye deposit (Primorsky Krai) by hydrofluoride method. The comparative analysis on the values of whiteness coefficients of the obtained samples of titanium dioxide with the samples of widely used pigment brands produced by well-known world manufacturers was carried out.

**РАЗРАБОТКА ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННЫХ
ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ И УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ПРИ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ**

А.Л. Самусев, В.Г. Миненко

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: andrey63vzm@mail.ru

Представлены результаты исследования комбинированной электрохимической и ультразвуковой обработки при выщелачивании золотосодержащих концентратов. Экспериментально установлены оптимальные параметры ультразвуковых и электрохимических воздействий в процессе выщелачивания упорных сульфидных концентратов, обеспечивающие снижение энергозатрат в 2,0-2,5 раза при сохранении высокого уровня извлечения золота – 90,1%.

Современной проблемой золотодобывающей отрасли России является нарастание в структуре минерально-сырьевых запасов упорных сульфидных руд, переработка

которых традиционным методом цианидного выщелачивания характеризуется недостаточным извлечением золота. Одним из эффективных и альтернативных цианированию методов является выщелачивание водными растворами хлора (гидрохлорирование), характеризующимися высокой окислительной и растворяющей способностью по отношению к золоту. Метод основан на окислении золотосодержащих сульфидов водными растворами активного хлора с образованием устойчивого комплекса $[\text{AuCl}_4]^-$ [1-3]. В предыдущих работах был научно обоснован метод химико-электрохимического выщелачивания золота, заключающийся в использовании в качестве растворителя продукта электрохимической обработки раствора хлорида натрия с содержанием активного хлора (гипохлорита) до 2 г/дм³. При этом процессы электрохимического получения активного хлора и растворения золота совмещены в одном технологическом аппарате. Определены рациональные параметры химико-электрохимического выщелачивания [4, 5].

К перспективным методам интенсификации выщелачивания упорного золотосодержащего сырья относятся использование различных видов энергетических воздействий (электрохимические, ультразвуковая и УФ-обработка суспензий, энергия ускоренных электронов, мощные электромагнитные импульсы и др.). Так, использование ультразвука получает все большее распространение в различных гидрометаллургических процессах (вскрытие упорных руд, активация реагенто-растворителей, выщелачивание концентратов, экстракция и электролиз металлов и др.). Воздействие ультразвуковых волн на суспензию вызывает эффект кавитации, заключающийся в образовании, пульсации и захлопывании микропузырьков газа, что способствует высокоскоростным столкновениям твердых частиц, увеличению количества микропор на поверхности минералов и облегчает диффузию раствора. Данные процессы способствуют значительному увеличению скорости протекания химических процессов [6-10].

В ранее выполненных в ИПКОН РАН работах установлена возможность повышения извлечения золота на 9,9% (с 80,4 до 90,3%) при ультразвуковой обработке сульфидного концентрата двойной упорности месторождения Нежданнинское (республика Саха (Якутия)). Рациональная мощность воздействий составляла 50 Вт·ч/дм³ и ограничивалась снижением эффективности образования активного хлора. Механизм интенсификации выщелачивания заключался в образовании микропор и микротрещин, разрушении и удалении поверхностных пленок (продуктов растворения исходных сульфидных минералов).

Методом растровой электронной сканирующей микроскопии установлено, что ультразвуковая обработка суспензии в процессе химико-электрохимического выщелачивания золота приводит к удалению с поверхности арсенопирита окисленных пленок (гидроксидов железа, элементной серы и др.) и образованию многочисленных микродефектов (трещин, микропор, сколов граней) (рисунок).

Выявлено образование взвеси тонкодисперсных (менее 7-10 мкм), шламовых частиц, элементный состав которых близок к исходному арсенопириту, с примесями Si

и Al, что подтверждает интенсивное диспергирование минеральной суспензии за счет ультразвуковых воздействий.

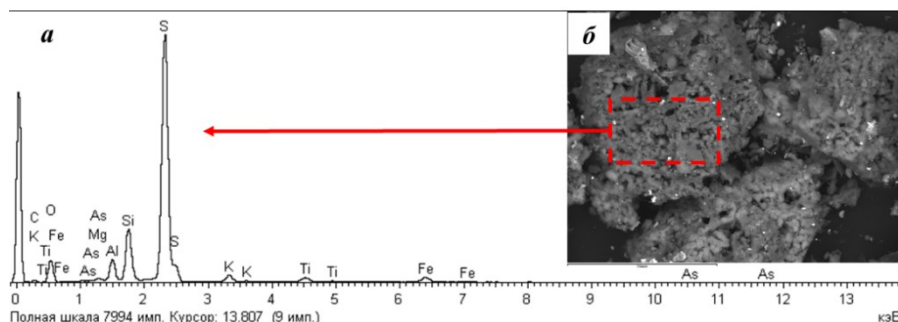


Рисунок. Микрофотография (б) и спектр (а) окисленных S-содержащих пленок

В работе определены основные факторы (продолжительность и периодичность ультразвуковой обработки) влияющие на эффективность химико-электрохимического выщелачивания.

В результате поисковых исследований по выщелачиванию упорного золотосодержащего концентрата установлено, что периодическая ультразвуковая обработка приводит к повышению уровня извлечения золота на 15-20%.

С использованием статистического метода планирования экспериментов и на основе функции желательности определены оптимальные параметры ультразвуковой обработки (периодичность – 0,4 об/ч и продолжительность – 13,8 секунд) в процессе выщелачивания упорного сульфидного концентрата, обеспечивающие снижение энергозатрат в 2,3 раза с 50 до 21,6 Вт·ч/дм³ при сохранении высокого уровня извлечения золота – 90,1%.

Список использованных источников

1. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. – в 2-х томах. – Иркутск: Иргиредмет, 1999.
2. Лодейщиков В.В. Упорные золотые руды и основные принципы их металлургической переработки // Гидрометаллургия золота. – М.: Наука, 1980. – С. 5-18.
3. Фазлуллин М. И. Кучное выщелачивание благородных металлов, М.: АГН. 2001. 657 с.
4. Samusev A.L., Tomskaya, E.S. Interaction of gold-bearing sulfides with modified chlorine solutions // Journal of Mining Science. 2015. 51(4), pp. 825-829.
5. Samusev, A.L., Minenko, V.G. (2014). Productivity of chemical-electrochemical gold leaching from rebellious ore. Journal of Mining Science, 50(1), 171-175.
6. Глембоцкий В.А., Соколов М.А., Якубович И.А. и др. Ультразвук в обогащении полезных ископаемых. Алма-Ата: Наука, 1972. - 229 с.
7. Zhu P., Zhang X., Li Ket al. Kinetics of leaching refractory gold ores by ultrasonic-assisted electro-chlorination // International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials. 2012, V. 19(6), pp. 473-477.
8. Zhang G.W., Wang S.X., Zhang L.B. et al. (2016). Ultrasound-intensified Leaching of Gold from a Refractory Ore. Isij Int, 56(4), pp. 714-718.
9. Fu L., Zhang L., Wang S. et al. Synergistic extraction of gold from the refractory gold ore via ultrasound and chlorination-oxidation // Ultrasonics Sonochemistry. 2017. V.37, pp. 471-477.
10. Swamy K.M., Narayana K.L. Intensification of leaching process by dual-frequency ultrasound // Ultrasonics Sonochemistry. 2001.V.8, pp. 341-346.

Development of optimal parameters for combined electrochemical and ultrasonic effects during leaching of gold-containing concentrates

Samusev A.L., Minenko V.G.

The results of a study of combined electrochemical and ultrasonic treatment during leaching of gold-containing concentrates are presented. The optimal parameters of ultrasonic and electrochemical influences in the process of leaching of refractory sulfide concentrates were experimentally established, ensuring a reduction in energy costs by 2.0-2.5 times while maintaining a high level of gold recovery - 90.1%.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛЫ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ

А.А. Лавриненко, И.В. Кунилова, П.А. Сыса, О.Г. Лусинян

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: lavrinenko_a@ipkonran.ru

Показана эффективность комплексной переработки золы сжигания углей с получением железосодержащего, углеродсодержащего и алюмосиликатного продуктов. Последующий низкотемпературный обжиг позволяет извлечь алюминий практически полностью в раствор выщелачивания.

С целью решения актуальных экологических проблем предприятий теплоэлектроэнергетики необходим повсеместный переход на вторичное использование или переработку твердых отходов сжигания. Вовлечение золошлаковых отходов (ЗШО) в экономику замкнутого цикла позволит сократить загрязнение воздушного, водного бассейнов и высвободить площади для полезного использования, поскольку многие теплоэлектростанции находятся в критической зависимости от отсутствия свободных земель для складирования золошлаковых отходов. Однако «Комплексный план по повышению объемов утилизации продуктов сжигания твердого топлива на угольных ТЭС и котельных», разработанный Министерством энергетики в 2020 году, согласно которому российские регионы разрабатывают программы утилизации, относится только к золошлаковым отходам V класса опасности (практически неопасным). В то же время тонкодисперсная зола с размерами частиц менее 0,3 мм, улавливаемая электрофильтрами и циклонами и складированная отдельно в сухих силосах, содержит тяжелые и другие металлы и благодаря этому может являться потенциальным источником как их сырья, так и вторичного загрязнения окружающей среды. При этом, удаление золы и содержание отвалов составляют значительную долю себестоимости энергии и тепла на теплоэлектростанциях (до 30%) [1].

Рефтинская ГРЭС является крупнейшей теплоэлектростанцией России, работающей на твердом топливе. Поэтому на Рефтинскую ГРЭС приходится наибольший объем накопленных в Российской Федерации золошлаковых отходов –

около 180 млн т. [2]. В настоящее время ежегодный объем образования золы на ГРЭС – 4,6 млн т. При этом степень утилизации золы составляет 465 тыс. т., то есть 10% годового объема образования [3]. С применением сухой золы изготавливают газозолобетон и ячеистый бетон.

Низкая степень утилизации золы в России (как и золошлаковых отходов в целом), обусловлена, прежде всего, неоднородностью и нестабильностью ее состава. Главным потребителем золы является строительная отрасль [4]. Поскольку для пригодности использования золы в качестве минеральной добавки и т.п. необходимо ее соответствие требованиям стандартов, надежность золы в качестве заменителя природного сырья без потери качества является для многих потенциальных потребителей неочевидной.

Изучение вещественного состава золы Рефтинской ГРЭС показало, что она содержит следующие основные кристаллические фазы высокотемпературный кварц и алюмосиликаты (прежде всего, муллит), а также оксиды железа (в основном, магнетит). В качестве примесей ценных компонентов в золе присутствуют недожжённый углерод (недожог) в виде кокса и полукокса, а также цветные и редкие металлы в виде оксидов, сульфатов, фосфатов и других соединений. Содержание оксида кальция составляет менее 1%, поэтому данная зола относится к низкокальциевым золам, по ГОСТ 25818-2017 принадлежит к кислому типу. Низким является также содержание сернистых и сернокислых соединений, в образце их содержание в пересчете на SO_3 составило 0,14%.

Как показали наши и другие исследования [5-7], наличие спекшихся агрегатов, тонкой вкрапленности частиц, а также неравномерность распределения ценных микроэлементов требуют применения комбинированных химико-обогачительных процессов для комплексной переработки зол. Поскольку муллит не растворяется в щелочных растворах, для извлечения из золы алюминия и других ценных металлов необходима предварительная термохимическая обработка с использованием автоклавов или обжига, а также применение кислотного выщелачивания.

Зола является тонкодисперсным материалом. Средний размер частиц в образце, по данным лазерной дифракции, составил 16 мкм. В связи с этим для предварительного выделения железосодержащего продукта нами исследован способ мокрой магнитной сепарации при соотношении Т:Ж = 1:10, в результате которого из золы с содержанием железа 2,4% за одну стадию получен магнитный продукт с содержанием железа 44,4% при извлечении 45%. Повышение извлечения железа в концентрат до 53% достигнуто при снижении скорости вращения барабана с 12 до 8 об./мин., при этом содержание железа снизилось до 39%. Содержание железа в хвостах составило 1,5%. По данным сканирующей электронной микроскопии, железо в магнитном продукте находится в виде частиц сферической и неправильной формы, часто спекшихся между собой. Частицы хвостов магнитной сепарации содержат в основном кварц и алюмосиликаты магния, кальция, натрия, калия. Железосодержащий продукт может быть использован в качестве корректирующей добавки в производстве цемента или в доменном процессе.

Низкое содержание углерода в золе Рефтинской ГРЭС (2,4% в образце) по сравнению с золошлаковыми отходами, где оно достигает 15-30%, дает возможность

использовать золу в строительных целях без предварительного извлечения недожега. Однако при глубокой термохимической переработке золы или повышенных требованиях в производстве строительных материалов (содержание углерода <1%) необходимо выделение углерода, например, методом флотации или электросепарации. В результате исследований выделения углерода методом флотации разработан реагентный режим флотации золы с получением углеродсодержащего продукта с содержанием углерода 25,5% при извлечении 85,3%, в качестве собирателя использовано дизельное топливо с расходом 4 кг/т, пенообразователя - МИБК с расходом 300 г/т, соотношение Т:Ж = 1:5. Полученный углеродсодержащий продукт после перечистных операций может быть использован в качестве дополнительного топлива на теплоэлектростанции. Содержание углерода в хвостах составило 0,7% (<1%), что позволит расширить сферы использования хвостов флотации в строительных отраслях, а также устранить вторичную сорбцию ценных элементов при глубокой комплексной гидрометаллургической переработке.

Технико-экономическая оценка схемы переработки отходов сжигания углей с получением железосодержащего, углеродсодержащего и алюмосиликатного продуктов показала ее эффективность при дисконтированном сроке окупаемости 1,84 года.

Для повышения извлечения алюминия и других ценных металлов в раствор при глубокой переработке нами обоснована комбинированная схема процесса низкотемпературного обжига золы с щелочными реагентами и последующего выщелачивания с ультразвуковой интенсификацией. Применение предварительного обжига позволяет получить более эффективно выщелачиваемый материал за счет разупрочнения структуры некоторых компонентов золы и перевода части упорных к выщелачиванию минеральных форм в более растворимые.

Содержания ценных микроэлементов в алюмосиликатном материале, направляемом на глубокую переработку: Zr - 0,032%, V - 0,046%, Mn - 0,042%, Co - 0,018%, Se - 109-123 г/т, Y - 50 г/т. В единичных пробах присутствовали лантан (86 г/т) и серебро (4,1г/т). Определены эффективные режимы предварительного обжига и выщелачивания спека с использованием сочетания кислотных реагентов HCl, H₂SO₄ и окислителя в комбинации с ультразвуковой обработкой, позволяющие достигнуть практически полного извлечения алюминия в раствор с содержанием на уровне 15 г/л. После фильтрации и, как вариант, дополнительного выделения ценных металлов (циркония, ванадия, кобальта, иттрия и других редких элементов), он может быть использован в качестве смешанного алюмокремниевого коагулянта для очистки сточных вод либо служить сырьем для производства гидроксида алюминия. Образующийся кек после сушки направляется в строительную отрасль.

Таким образом, комплексная переработка золы сжигания углей является технологически рациональной и экономически оправданной, поскольку позволяет получить продукты с высокой добавленной стоимостью, в том числе востребованные на рынке алюмосиликатный продукт или алюмосодержащий коагулянт, а также сырье для металлургической, химической и других отраслей промышленности.

Список использованных источников

1. Зырянов В.В., Зырянов Д.В. Зола уноса - техногенное сырье. М.: ИПЦ Маска. 2009. 320 с.
 2. Переработка золы-уноса Рефтинской ГРЭС: опыт ООО «ПСО»Теплит // Опыт использования золошлаковых отходов в хозяйственном обороте на территории Российской Федерации. [Эл. ресурс]: <https://arvis.online/materials/cases/reftinskij-zavod-gazozolobetonnyh-izdelij-utiliziruet-zolu-unosa-reftinskoj-gres/> (дата обращения 20.02.2024)
 3. Золотов А. Переход Рефтинской ГРЭС на российские угли даст эффект не только СУЭК, но и экономике страны. 27 февраля 2023. [Эл. ресурс]: <https://peretok.ru/opinion/25942/> (дата обращения 20.02.2024).
 4. Русина В.В. Минеральные вяжущие вещества на основе многотоннажных промышленных отходов: учебное пособие. – Братск: ГОУ ВПО «БрГУ», 2007. – 224 с.
 5. Лавриненко А.А. и др. Влияние низкотемпературного обжига золы сжигания углей с щелочными реагентами на эффективность извлечения ценных компонентов // ГИАБ. – 2023. – № 10. – С. 104-121.
 6. Скобелев Д.О. и др. Ресурсосбережение. Систематизация технологий – М.: ООО «Сам Полиграфист», 2019. -2019. – 273с.
 7. Делицын Л.М. и др. Комплексная технология переработки золошлаковых отходов угольных электростанций // Экология и промышленность России. 2021. Т.25. №7. С.20-25.
-

Complex processing of coal combustion ash

Lavrinenko A.A., Kunilova I.V., Sysa P.A., Lusinyan O.G.

The effectiveness of complex processing of coal combustion ash to produce iron-containing, carbon-containing and aluminosilicate products has been demonstrated. Subsequent low-temperature roasting allows the aluminum to be recovered almost completely into the leaching solution.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ УПОРНЫХ РУД

Н.А. Подрезова, А.В. Бывальцев, М.А. Винокурова

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов»
(АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: Podrezovana@irgiredmet.ru

Разработана гравитационно-флотационная схема переработки с последующим цианированием концентратов, позволяющая эффективно извлекать золото из сорбционно-активной золотосодержащей руды.

В настоящее время практически истощены запасы легкообогатимого золоторудного сырья. Для сохранения объемов добычи драгоценного металла необходимо вовлекать в переработку новые упорные золоторудные месторождения.

Исследования проводились на технологической пробе руды, которая так же относится к упорным и проявляет относительно высокую сорбционную активность (СА или эффект прег-роббинга), из-за наличия в руде органического углерода ($C_{орг}$). Такие руды требуют применения комбинированных схем переработки, которые могут

включать гравитацию, флотацию, автоклавное окисление и последующее цианирование.

Главной задачей данных исследований, было снижение содержания углистого вещества в продуктах, поступающих на гидрометаллургическую переработку для повышения извлечения ценного компонента.

Основным полезным компонентом в пробе руды является золото, содержание которого составляет $0,9 \pm 0,2$ г/т. Содержание серебра менее 0,40 г/т. В пробе руды преобладает мелкое, тонкое и тонкодисперсное золото (класс крупности минус 0,07 мм) – 87,7%. На долю крупного золота (класс крупности + 0,07 мм) приходится 12,3%.

Рациональным анализом установлено, что извлечение золота цианистым выщелачиванием в присутствии сорбента составило 76,5%, при этом массовая доля свободного металла составила 38,6%; в сростках с рудными и породообразующими компонентами - 37,9% золота. Основной причиной упорности руды является крайне высокая сорбционная активность (СА) 96,7% из-за содержания органического углерода (0,3-0,4%), который в данном месторождении находится в форме битумоидов.

По ранее разработанной гравитационно-цианистой технологии с отдельной переработкой концентрата и хвостов гравитации сорбционным цианированием сквозное извлечение золота, заложенное в Технологический регламент для ТЭО постоянных кондиций, составило 68%. Несмотря на вариант переработки руды с повышенным выходом гравиконоцентрата до 1,2% (для снижения сорбционной активности в как можно большей массе обогащенного материала), высокая сорбционная активность хвостов гравитации приводит к низким показателям извлечения золота цианированием.

Для повышения извлечения ценного компонента встал вопрос рассмотрения гравитационно-флотационной технологии с подавлением углерода на флотационном переделе. В основу технологии легла попытка сконцентрировать золото таким образом, чтобы в концентрат переходило как можно меньше сорбционно-активного материала, осложняющего дальнейшее цианирование.

Состав работы на этапе лабораторной стадии включал флотационные исследования на хвостах гравитации, наработанных по двухстадиальной схеме с применением отсадочной машины и концентрационного стола на первой стадии и ЦК Knelson на второй, с выходом гравиконоцентрата ~ 1,2-1,3% и тестовые опыты по цианированию гравико- и флотоконцентратов.

На хвостах гравитации отработаны и получены оптимальные режимные параметры и сняты показатели кинетики флотации. Проверено использование различных углеподавителей и их расход. Проверена возможность применения скоростной флотации. Наиболее лучшие показатели достигнуты при применении в качестве углеподавителя реагента Р-2 отечественного производства. Для уточнения показателей проведены опыты в условиях замкнутых циклов. При этом флотация проведена в трёх вариантах: без реагента-подавителя флотации углерода (Р-2), с умеренной добавкой Р-2 (150 г/т) и с повышенной загрузкой Р-2 (500 г/т).

По результатам замкнутых циклов извлечение золота в объединенный концентрат

флотации от операции составило:

- без применения P-2 – 70,7%, при выходе 2,25% и содержании 12,60 г/т, массовая доля органического углерода составила 7,2%;

- при общем расходе 150 г на 1 т руды – 75,8%, при выходе 2,69% и содержании 12,50 г/т, массовая доля органического углерода составила 3,92%;

- при общем расходе 500 г на 1 т руды – 74,5%, при выходе 2,26% и содержании 13,94 г/т, массовая доля органического углерода составила 1,02%.

Таким образом по гравитационно-флотационной технологии обогащения при выходе гравиконоцентрата 1,2%, при разных режимах флотации, получено среднее извлечение золота в объединенный концентрат ~ 87,2%, с содержанием ~ 25,0 г/т. Массовая доля органического углерода, в зависимости от расхода углеподавителя (от 0, 150 и 500 г на 1 т руды) колеблется в пределах 4,78, 2,27 и 0,74%.

На следующем этапе исследований для каждого концентрата проведено 2 опыта по цианированию: с добавкой активного угля (10 об. %) и без него.

При увеличении расхода P-2 с 0 до 500 г/т происходит существенное снижение сорбционной активности флотоконцентратов с 90,6-94,2% до 11,5-30,4% при увеличении извлечения золота при цианировании с 59,6-63,3% до 74,7-83,4%. Следует отметить, что концентраты, полученные без добавки P-2, характеризуются крайне низкой концентрацией Au в жидкой фазе цианирования – 0,23-0,38 мг/л, для такого сырья следует ожидать существенного (десятки %) снижения показателей в динамическом (противоточном) режиме сорбционного цианирования.

Следующим этапом НИР являются полупромышленные испытания по двум вариантам гравитационно-флотационного обогащения, в первом случае расход реагента-подавителя углерода составил 150 г/т, во втором случае 500 г/т. В результате испытаний (с учетом зачистки) при переработке пробы руды получены следующие продукты: объединенный гравитационный концентрат, с содержанием золота 39,3 г/т при его выходе 1,22%; объединенный флотационный концентрат, наработанный по *схеме 1* с содержанием 13,8 г/т и выходом 2,13%; объединенный флотационный концентрат, наработанный по *схеме 2* с содержанием 13,82 г/т и выходом 1,78%. Массовая доля органического углерода в продуктах составила: в объединенном концентрате гравитации – 0,3%, в объединенном концентрате флотации *схемы 1* – 2,73%, в объединенном концентрате флотации *схемы 2* – 0,85%, в хвостах флотации *схемы 1* – 0,3%, в хвостах флотации *схемы 2* – 0,35%.

Целью дальнейшей работы являлось определение в динамических (противоточных) условиях показателей цианирования гравиконоцентрата, полученного при обогащении высокоупорной сорбционно-активной руды и двух флотоконцентратов, а также расчёт сквозного извлечения Au по испытанным вариантам технологии. В установившемся режиме извлечение Au в товарный уголь составило для гравиконоцентрата – 91,8%, для флотоконцентрата, полученного при пониженном расходе P-2 – 73,4%, для флотоконцентрата, полученного при повышенном расходе P-2 – 81,8%. Извлечение серебра составило 91,3; 65,2 и 65,4% соответственно. Расход NaCN

составил для гравииоконцентрата 6 кг/т, для флотоконцентратов 7 кг/т, расход CaO – 6 кг/т.

Несмотря на меньшую сорбционную активность флотоконцентрата, полученного при повышенном расходе P-2 и более высокое операционное извлечение золота при его цианировании (81,8%), схема с пониженным расходом P-2 характеризуется более высоким сквозным извлечением золота (73,8 против 71,3%), главным образом за счёт более низких потерь золота с хвостами флотации (0,12 против 0,18 г/т).

В целом испытанная гравитационно-флотационно-цианистая схема обеспечила заметный прирост сквозного извлечения по сравнению с ранее изученной гравитационно-цианистой схемой – на 8%, в том числе по сравнению с актуальным технологическим регламентом – на 7,5%.

Development of refractory ore beneficiation technology

Podrezova N.A., Byvaltsev A.V., Vinokurova M.A.

A gravity-flotation processing scheme with subsequent cyanidation of concentrates has been developed, which makes it possible to efficiently extract gold from preg-robbing gold ore.

ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ДВОЙНОЙ УПОРНОСТИ ТИОСУЛЬФАТНЫМИ РАСТВОРАМИ

К.К. Климов, О.И. Жукова, А.М. Ключников, В.В. Мусаев, Д.А. Шакиров

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: klimov_kk@umbr.ru

Исследованы процессы тиосульфатного выщелачивания золота из малосульфидных руд с углистым веществом. Достигнутое извлечение золота при моделировании перколяционного режима выщелачивания руды составило от 69 до 87 %, что на 3–6 % ниже максимальных извлечений при агитационном тиосульфатном выщелачивании.

Выщелачивание золота тиосульфатными растворами может быть перспективным или единственно возможным способом для месторождений с низким содержанием золота и наличием углистого вещества, а также при разработке глубоких рудных тел методом скважинного подземного выщелачивания.

Углистые руды месторождений Кировско-Крыклинской площади в Оренбургской области относятся к малосульфидному типу двойной упорности к цианидному процессу извлечения золота. При изучении технологических свойств руд получены хорошие показатели при их переработке флотационными методами (извлечение во флотоконцентрат 75–80% из руды с содержанием золота 1,5–1,9 г/т). Однако, отработка этих месторождений осложнена горно-геологическими условиями. Предварительное ТЭО по освоению этих месторождений и переработке руды флотацией показало финансовую несостоятельность рассматриваемого проекта.

Использование тиосульфатных растворов, практически не обладающих сорбционной активностью по отношению к рассеянному углеродистому веществу (Меретуков М.А. и др. *Золото: химия для металлургов и обогащителей. М.: Руда и Металлы, 2014. 412 с.*), позволяет преодолевать одну из упорностей руд.

В настоящей работе была исследована возможность переработки тиосульфатными растворами проб углистых сланцев Кировско-Крыклинской площади.

Проба № I: Au – 1,4 г/т; C_{орг.} – 0,55%; S_{сульфид.} – 1,18%.

Проба № II: Au – 2,30 г/т; C_{орг.} – 1,78%; S_{сульфид.} – 1,56%.

Цианирование измельченных до 90% по -0,071 мм классу крупности проб № I, II позволяет извлечь 21,43 и 1,71% золота при прямом, 73,02 и 66,8% при сорбционном выщелачивании соответственно (использовался уголь JX-102 в количестве 10% мас. от твердого). Цианирование вели в течение 48 ч, при отношении Ж:Т = 2, концентрации NaCN – 2 г/л, NaOH – 1 г/л.

По результатам технологических исследований были подобраны следующие оптимальные начальные концентрации реагентов, г/л: S₂O₃²⁻ – 22,4–44,8; NH₃ – 10–20; SO₃²⁻ – 1,0–5,0; Cu²⁺ – 0,6–1,6. Время выщелачивания составляло от 2 до 72 ч. Температура от 20 до 60°C. Отношение Ж:Т во всех опытах составляло 3:1. Тонина помола проб составляла не менее 90% по -0,071 мм классу крупности.

В качестве источника тиосульфат- и сульфит-ионов использовались соли натрия, ионов меди – сульфат меди, ионов аммония – аммиачная вода. Использование сульфата аммония показало значительное снижение извлечения золота, что возможно связано с наличием солевого фона, а также пониженным pH при выщелачивании.

Выщелачивание проводили в прямом режиме и в присутствии синтетического сорбента. В качестве искусственного сорбента использовали смолу АВ-17 в количестве 10% от массы твердого. Анионит показал высокие показатели сорбции тиосульфатного комплекса золота.

Для пробы I было достигнуто извлечение золота 68,3% за 3 ч при температуре 60°C, концентрации S₂O₃²⁻ – 22,4 г/л, SO₃²⁻ – 2 г/л, Cu²⁺ – 1,6 г/л, NH₃ – 10 г/л. Увеличение времени выщелачивания до 6 ч не привело к повышению извлечения золота. Сокращение времени до 2 ч значительно уменьшило извлечение золота (до 28,6%). При комнатной температуре для пробы № I было достигнуто извлечение золота 76,2% при использовании искусственного сорбента – смолы АВ-17, время выщелачивания – 36 ч. При этом концентрация меди составляла 0,6 г/л, S₂O₃²⁻ – 44,8 г/л, SO₃²⁻ – 1 г/л, NH₃ – 10 г/л. Для руды № II при температуре 60°C за 6 ч было достигнуто извлечение золота 89,56%. При комнатной температуре и введении анионита было достигнуто извлечение золота 86,96% за 48 ч. При этом в обоих случаях состав раствора был следующим: S₂O₃²⁻ – 22,4 г/л, SO₃²⁻ – 1 г/л, NH₃ – 10 г/л, Cu²⁺ – 1,6 г/л.

С целью вскрытия сульфидной части пробы № I было проведено биоокисление пробы термофильными и мезофильными консорциумами аборигенных серо- и железоокисляющих бактерий. Тиосульфатное выщелачивание кеков мезофильного биоокисления позволило извлечь 83,3%, в случае термофильного биоокисления извлечение золота составило 81,7% при составе растворов: S₂O₃²⁻ – 22,4 г/л, SO₃²⁻ – 1 г/л, NH₃ – 10 г/л, Cu²⁺ – 1,6 г/л.

Результаты извлечения золота тиосульфатными растворами в оптимальных условиях из исходной руды, кека биоокисления, а также результаты прямого и

сорбционного цианирования для проб № I, II приведены на рисунке.

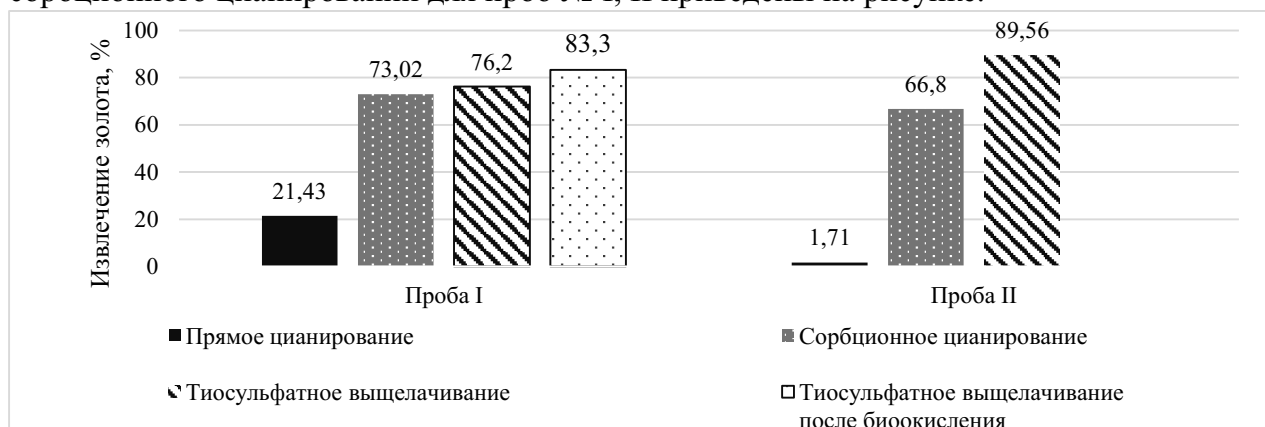


Рисунок. Извлечение золота при цианировании и тиосульфатном выщелачивании

Видно, что тиосульфатное выщелачивание пробы № I позволяет повысить извлечение золота более чем на 3% по сравнению с результатами сорбционного цианирования. Извлечение золота из пробы №II по сравнению с сорбционным цианированием выросло более чем на 20%. Такое поведение можно объяснить частичным вскрытием тиосульфатными растворами сульфидной матрицы руд (Меретуков М.А. и др. 2014), а также десорбцией золота, прочно ассоциированного с углеродистым веществом руды. Для моделирования использования тиосульфатных растворов в варианте кучного выщелачивания, проводили прямое агитационное выщелачивание неизмельченных руд в течение 72 ч при комнатной температуре. Тонина помола составляла -3,0+0,0 мм для руды № I, -10,0+1,0 мм для руды № II.

Результаты выщелачивания неизмельченных руд представлены в таблице.

Таблица – Результаты тиосульфатного выщелачивания неизмельченных проб № I, II

№ опыта	Условия, г/л (ч)						Содержание Au, г/т		Степень извлечения Au в раствор, %
	Название пробы	S ₂ O ₃ ²⁻	SO ₃ ²⁻	NH ₃	Cu ²⁺	Время, ч	исходное в руде	в кеке	
1	Проба I -3+0 мм	22,4	1	10	1,6	72	1,26	0,39	69,05
2		22,4	3	10	1,6	72		0,60	52,38
3		22,4	5	10	1,6	72		0,50	60,32
4		22,4	1	10	0,6	72		0,44	65,08
5		22,4	3	10	0,6	72		0,50	60,32
6		22,4	5	10	0,6	72		0,47	62,70
7	Проба II -10 +1 мм	22,4	1	20	1,6	72	2,3	0,30	86,96
8		22,4	1	10	0,6	72		0,40	82,61

В соответствии с данными таблицы 1 видно, что извлечение золота в процессе тиосульфатного выщелачивания неизмельченных проб № I, II при комнатной температуре находится в одном диапазоне с результатами выщелачивания измельченных проб, и составляет 69,05 и 86,96% для проб № I и II соответственно, что подтверждает целесообразность исследований в условиях кучного тиосульфатного выщелачивания.

На примере проб № I, II показано, что использование тиосульфатных растворов позволяет не только вовлекать в переработку углистые руды в кучном варианте, но в некоторых случаях даже увеличивает извлечение по сравнению с технологией сорбционного цианирования.

Одним из способов повышения извлечения золота, является вскрытие сульфидной матрицы руд. На примере пробы № I, показано, что биоокисление позволяет повысить извлечение золота более чем на 7%, что может быть использовано в технологии кучного выщелачивания в качестве предварительной операции при переработке сульфидных руд.

Дальнейшие исследования будут направлены на оптимизацию состава тиосульфатных растворов с целью понижения удельного расхода тиосульфата, а также на вовлечение оборотных растворов и их контроль в ходе выщелачивания.

Предполагается рассмотрение возможности переработки руд в скважинно-подземном режиме, что позволит вовлекать в переработку руды с низким бортовым содержанием, а также глубоко залегающие запасы.

Processing of double-resistance gold raw materials with thiosulphate solutions

Klimov K.K., Zhukova O.I., Klyushnikov A.M., Musaev V.V., Shakirov D.A.

The processes of thiosulfate leaching of gold from low-sulfide ores with carbonaceous matter have been studied. The achieved gold recovery when modeling the percolation mode of ore leaching ranged from 69 to 87%, which is 3–6% lower than the maximum recovery during agitated thiosulfate leaching.

ПЕРЕРАБОТКА УПОРНЫХ РУД ЗОЛОТА ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ СПОСОБОМ С ВОВЛЕЧЕНИЕМ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

М.М. Якубов¹, Ж.Б. Суннатов², О.М. Ёкубов³, М.С. Максудходжаева⁴

^{1,3} Филиал «МИСИС» (АФ НИТУ МИСИС), г. Алмалык, Республика Узбекистан,
e-mail: yakubovmahmud51@gmail.com

^{2,4} Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. И. Каримова (Алмалыкский филиал ТГТУ), г. Алмалык, Республика Узбекистан

Показана переработка упорных руд золота месторождения «Кочбулак» пирометаллургическим способом с вовлечением золотосодержащего техногенного сырья клинкера-техногенного отхода цинкового производства с извлечением благородных металлов в иштейны и передачи их в медное производство.

Переработка упорных золотосодержащих руд с включениями субмикроскопического золота сложного состава является достаточно сложной задачей,

из-за минимального размера золотин – частиц размером от десятков до тысячных долей микрона, преобладающих в изоморфной или дисперсной форме, которые теряются при использовании классических схем переработки гидрометаллургии [1,2].

Неуклонный рост мировых цен на золото само собой приводит к увеличению его производства, а золото в настоящее время содержится в основном в упорных рудах, по этой причине вовлечение в переработку упорных золотосодержащих руд является перспективным направлением развития золотодобывающей промышленности. При этом не следует исключать превышение предельно допустимых вредных выбросов в виде газообразных и твердых веществ в окружающую среду [3].

В разведанных прогнозных и вовлеченных в разработку месторождений минерального сырья в виде упорного золота при золотодобыче в основном контролируют такие процессы как отработка технологий окислительного обжига, автоклавного, бактериального окисления, ультратонкого измельчения и энергетического воздействия. Одна из причин упорности руд - наличие в руде значимых количеств углеродистого вещества, являющегося сорбентом золота. По характеру нахождения в руде он классифицируется как рассеянное углеродистое вещество (РУВ), состоящее из растворимых (битумоидных) и нерастворимых (кероген) компонентов [4,5].

В исследовательской работе, выполненной специалистами НГМК, показано наличие в рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау углистого золота до 15% от общего. На начальном этапе окисление флотоконцентрата осуществляют по схеме биоокисления, при котором вскрывается сульфидное золото, значительная часть мышьяка растворяется и затем переводится в твердое состояние в виде FeAsO_4 . Далее продукт биоокисления с низким содержанием мышьяка подвергают окислительному обжигу, при котором вскрывается золото, связанное с углеродистым веществом. Огарок направляют на сорбционное цианирование золота [3].

Показано, что упорные углисто-мышьяковистые коренные руды золота — сложное по составу и структуре минеральное сырье, в настоящее время является очень сложной проблемой золотодобывающей отрасли мира. В работе приведены результаты лабораторных исследований переработки упорных коренных руд золота пирометаллургическим способом с извлечением золота и других металлов в штейн, двухруд месторождения Бакырчик: бедной золотом (5,5 г/т Au; 0,8 г/т Ag; 1,0% As) и богатой золотом (12,0 г/т Au; 1,1 г/т Ag; 2,05% As). В качестве штейн образующих флюсов использованы: богатый золотом пиритный концентрат (17,5 г/т Au и 68,7 г/т Ag) и медный сульфидный концентрат (2,0 г/т Au и 103,5 г/т Ag). При этом извлечение металлов в штейны находится на уровне 96–98% по золоту и 65–98% по серебру. Штейны рекомендуются направлять на медеплавильные заводы [6].

С целью переработки особо упорных сложного состава руд золота, месторождения «Кочбулак» пирометаллургическим способом с вовлечением золотосодержащего техногенного сырья клинкера-техногенного отхода цинкового производства с извлечением благородных металлов в штейны и передачи их на медное производство, был подготовлен исходный состав шихты таблицы 1 (проба 1-3).

Таблица 1 - Химический состав исходного сырья

Наименование сырья	Cu	S	CaO	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	Zn	Au	Ag
	%							г/т	
Конвертерный шлак	2,70	1,61	1,00	23,35	46,74	2,52	1,23	2,6	18,2
Клинкер	2,64	8,39	6,23	17,3	19,53	4,08	2,1	3,2	260,7
Концентрат МОФ АГМК	16,56	23,52	1,05	24,06	18,92	2,74	-	1,8	64,7

Была взята руда месторождения «Кочбулак», которая относится к умеренно-сульфидному типу золото-сурьмяно-теллуристой формации, отличается большим разнообразием и очень сложным составом, расположена в центре Ангрэн-Алмалыкского горнорудного района. Упорность минерального состава заключается в обилии представителей рудных минералов (более 30 рудных минералов) и разнообразии химических соединений – от самородных элементов до сложных сульфидов и теллуридов. Содержание золота в рудном сырье месторождения «Кочбулак» составляет в среднем 6 г/т и серебра 45 г/т.

Таблица 2 - Составы шихты, выходы продуктов плавки, извлечение металлов в штейн

№ п/п t ⁰	Состав шихты	Вес шихты		Выход продуктов	Вес продуктов плавки		Извлечение, %		
		г	%		г	%	металлы	штейн	шлак, возгоны
1 1350 ⁰ C	Руда*	77	77	Штейн	27	27	Медь	91,1	8,9
	Концентрат	8	8	Шлак	58,6	58,6	Золото	97,2	2,8
	CaO	15	15	Возгоны	14,4	14,4	Серебро	82,6	17,4
	Всего	100	100	Всего	100	100			
2 1400 ⁰ C	Руда*	67	67	Штейн	21,5	21,5	Медь	95,4	4,6
	Концентрат МОФ	8	8	Шлак	64,3	64,3	Золото	97,9	2,1
	Конверный шлак	10	10	Возгоны	14,2	14,2	Серебро	92,5	7,5
	CaO	15	15						
	Всего	100	100	Всего	100	100			
3 1450 ⁰ C	Руда*	57	57	Штейн	18,0	18,0	Медь	97,6	2,4
	Концентрат МОФ	10	10						
	Клинкер ЦЗ	10	10	Шлак	65,5	65,5	Золото	98,5	1,5
	Конверный шлак	10	10	Возгоны	16,5	16,5	Серебро	97,1	2,9
	CaO	13	13						
	Всего	100	100	Всего	100	100			

Примечание: *Руда – руда месторождения «Кочбулак»

В качестве техногенного сырья цветных благородных металлов использовался клинкер цинкового производства АГМК с содержанием 3,2 г/т Au и 260,7 г/т Ag.

При плавке с целью образования сульфидного штейна использовались сульфидные

медные концентраты медно-обогащительной фабрики АГМК, в качестве шлакообразующего флюса был использован оксид кальция марки «ч» и использовался конвертерный шлак медеплавильного завода комбината с высоким содержанием SiO_2 – 23,35% и меди 2–5%.

Лабораторные опыты проводили следующим образом: навеску шихты (таблица 2) различных соотношений (три вида) весом 100 гр. загружали в алундовый тигель и устанавливали в электрическую печь (Nabertherm с максимальной температурой нагрева 1550°C), в течение 2 часов после достижения заданной температуры.

На основании лабораторных исследований в температурном интервале установлено, температура плавки 1450°C является оптимальной, обеспечивает расплавление всего объема материала и полное разделение продуктов плавки, при составе шлаковых расплавов, содержащих мас. %: 53,1- 56,3FeO; 19,77-20,32SiO₂; 10,12-12,77CaO, обеспечивается хорошее разделение расплава на штейн и шлак с низким содержанием благородных металлов и меди в шлаках.

При плавке извлечение металлов из упорных руд золота, золотосодержащего техногенного сырья в штейны составило 97,2–98,5%, серебра 80,6–97,1%, меди 91,1–97,6.

Список использованных источников

1. Захаров В. А., Меретуков М. А. Золото: упорные руды. — М.: Руда и металлы, 2013. 456 с.
 2. Санакулов К.С. и др. Новый подход к вопросу классификации упорных золотосодержащих руд на примере месторождений Кызылкумов // Цветные металлы. 2023. № 9. С. 21–30.
 3. Санакулов Л.С. и др. Применение комбинированных технологий для рациональной переработки особо упорных золотосульфидных руд // Горный журнал, 2023, № 10. С. 4-7.
 4. Шнеерсон Я.М. и др. Особенности автоклавного окисления сульфидных золотосодержащих концентратов двойной упорности // Цветные металлы. 2019. № 8. С. 55–65.
 5. Булаев А.Г., Бодуэн А.Я., Украинцев И.В. Биоокисление упорного золотосодержащего концентрата руды месторождения Бестобе // Обогащение руд, № 6, 2019. С. 8–13.
 6. Квятковский С.А., Кожаметов С.М., Оспанов Е.А. Пирометаллургическое вскрытие упорных углисто-мышьяковистых коренных руд золота с извлечением благородных металлов в штейны // Цветные металлы. 2017. № 9. С. 53-58.
-

Processing of resistant gold ores by pyrometallurgical method involving gold-containing technogenic raw materials

Yakubov M.M., Sunnatov Zh.B, Yoqubov O.M., Maksudhodjaeva M.S.

The processing of refractory gold ores from the Kochbulak deposit by the pyrometallurgical method using the gold-bearing technogenic effect of clinker-technogenic waste from zinc production with the extraction of precious metals into mattes and their transfer to copper production is shown.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СУБМИКРОННОГО ЗОЛОТА ИЗ УГЛЕРОДИСТЫХ МЕТАСОМАТИТОВ ПО ДИОРИТАМ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЕЛЬКЕН РАЗЛИЧНЫМИ МЕТОДАМИ

А.В. Лаврик, Т.Г. Конарева

Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН Хабаровского федерального исследовательского центра (ИГД ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация,
e-mail: alexalavrikxx@gmail.com

В статье представлены результаты исследований методов извлечения золота из упорных медьсодержащих руд месторождения Делькен с применением различных выщелачивающих растворов. В результате наиболее эффективным для выщелачивания золота из данной руды оказался цианидно-амичный раствор.

Вопрос эффективного вовлечения забалансовых руд в переработку - одна из наиболее актуальных задач мировой благороднометалльной отрасли.

В настоящее время окисленные руды, содержащие медь, считаются упорными для выщелачивания золота стандартным цианированием.

Как известно медь активно взаимодействует с цианидами, образуя цианидные комплексы меди, препятствующие извлечению золота. Данной проблемой занимаются многие ученые, тем не менее, каждая руда имеет свои особенности, и выбор наиболее эффективного гидрометаллургического процесса является индивидуальным решением, зависящим от характеристик конкретной руды.

Целью данных исследований являлся поиск оптимального гидрометаллургического способа выщелачивания золота из руды, представляющей собой углеродистые метасоматиты, развитые по диоритам месторождения Делькен.

В ранее опубликованных материалах представлены результаты поиска оптимальной схемы извлечения золота из оруденелых кварц-полевошпатовых метасоматитов по диоритам месторождения Делькен, упорность которых обусловлена субмикронными включениями частиц золота в кварце (*Лаврик А.В. и др. Результаты извлечения золота с субмикронными инкапсулированными формами нахождения из упорной руды месторождения Делькен», 2021; Лаврик А.В. и др. и др. Исследование комплексной золотосодержащей руды месторождения Делькен и оценка ее технологических свойств, 2020).*

Также были опубликованы результаты исследований благороднометалльной минерализации и вещественных характеристик руды, представленной углеродистыми метасоматитами по диоритам месторождения Делькен (*Лаврик А.В. и др. Ультрадисперсные формы золота месторождения Делькен», 2021).* По ранее полученным результатам (содержание Au, Cu, Fe, C) и с учетом особенностей, характеризующих упорность данной руды (ультрадисперсные формы золота до 2 мкм, наличие углеродистых образований и медистого золота) были выбраны экспериментальные

схемы выщелачивания.

Гидрометаллургические исследования были проведены с применением 5 схем с различными реагентами:

- 1) гипохлоритный раствор;
- 2) цианирование с предокислением карбонатным раствором;
- 3) цианидно-аммиачный раствор;
- 4) аммиачно-хлористый раствор;
- 5) контрольное цианирование.

Методика приготовления растворов.

1. Для приготовления гипохлоритного раствора в дистиллированную воду добавлялось 10 г/л NaCl. Раствор подвергался электролизу (с помощью прибора Санер 5-30) в течении 15 мин, а затем в течении 5 мин ультрафиолетовому облучению. Полученный раствор имел следующие характеристики: pH – 10,2; Eh – +800; хлор активный – 9,3 г/дм³.
2. Раствор гидрокарбоната натрия (NaHCO₃) с концентрацией 10 г/л подвергался электролизу продолжительностью 30 мин с параллельным барботажем кислородом воздуха.
На следующей стадии выполнялась фотоактивация раствора продолжительностью 5 мин. После агитации в течении 2 часов в раствор с характеристиками pH – 10,4; Eh – 173,7 добавлялся 10 мл NaCN с получением концентрации CN = 0,05%.
3. В цианидно-аммиачный раствор с концентрацией CN = 0,05%, с добавлением аммиака pH увеличивается до 9,5.
4. В раствор с концентрацией CN = 0,05% и pH = 10,6 добавлялся хлористый аммоний – 0,5 г, затем 1,6 г NaHCO₃.
5. При контрольном цианировании использовался раствор с концентрацией CN = 0,05% (pH) = 10,8.

Результаты выщелачивания золота приготовленными растворами представлены в таблице.

Таблица - Результаты извлечения Au с применением различных реагентов

№	Выщелачивающий раствор	Au, исх, г/т	Au, выход в ж.ф. мг/дм ³	Au, ε, %
1	Гипохлоритный раствор	5,2	1,4	27,3
2	Активированный карбонатный раствор	5,2	1,8	34,4
3	Цианидно-амиачный раствор	5,2	3,0	56,7
4	Амиачно – хлористый раствор	5,2	1,2	23,4
5	Контрольное цианирование	5,2	2,7	52,1

Судя по полученным результатам применение цианидов оказалось не эффективно для данной руды (извлечение Au составило 52,1%).

Данный факт обусловлен наличием Cu в качестве примеси в частицах золота, что осложняет процесс цианирования, несмотря на отсутствие минералов меди и невысокие содержания ее в руде (5-12 г/т).

Окислительная подготовка пробы активным карбонатным раствором перед цианированием также не дала высоких результатов извлечения - 34,4%.

Как известно гипохлоритные растворы являются эффективными для выщелачивания золота из упорных сульфидных и углеродистых сорбционно активных руд. Тем не менее химическая реакция выщелачивания медьсодержащей руды сопровождается образованием CuCl_2 , которые покрывают поверхность золотин пленками, блокирующими дальнейшее взаимодействие ионов хлора с золотом, и препятствуют их переводу в раствор. Поэтому гипохлоритным и аммиачно-хлористым растворами были получены низкие показатели извлечения золота (27,3% и 23,4%).

Из всех пяти режимов выщелачивания цианидно-аммиачный раствор оказался наиболее эффективным. Извлечение золота составило 56,7%, что превысило результаты стандартного цианирования. К настоящему времени известно о положительном применении цианидно-аммиачных растворов для извлечения золота из медьсодержащих руд. Данными исследованиями занимаются многие ученые, тем не менее, актуальным остается наработка практических исследований в данной области.

Выводы

Полученные данные свидетельствуют о том, что для упорной руды углеродистые метасоматиты по диоритам содержащих субмикронное золото с примесью меди наиболее эффективным выщелачивающим реагентом будет цианидно-аммиачный раствор. Дальнейшие исследования методов извлечения будут направлены на изучение вариантов повышения извлечения золота методом подбора технологических приемов, снижающих отрицательное влияние меди и по определению оптимальных параметров цианидно-аммиачного реагентного режима.

Благодарности

Исследования проводились с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных Дальневосточного отделения Российской академии наук», финансируемого Российской Федерацией в лице Министерства науки и высшего образования РФ по проекту № 075-15-2021-663.

Химический, микроскопические и минералогические исследования были выполнены на базе центра коллективного пользования "Центр исследования минерального сырья" ХФИЦ ДВО РАН.

Results of the extraction of submicron gold from carbonic metasomatites by diorites of the del-ken deposit by different methods

Lavrik A.V., Konareva T.G.

The article presents the results of studies of methods for extracting gold from refractory copper-bearing ores of the Delken deposit using various leaching solutions. As a result of research, the highest recovery of gold was achieved using a cyanide-ammoniac solution.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОРГАНОМОДИФИКАЦИИ САПОНИТОВ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНЫХ СОРБЕНТОВ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

В.А. Чантурия, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: andrey63vzm@mail.ru

Теоретически и экспериментально обоснованы перспективные методы модификации сапонита (органомодификации), обеспечивающие получение сорбентов с высокой емкостью катионного обмена по отношению к анионам благородных металлов. Установлены оптимальные параметры применения сорбента, обеспечивающие эффективное извлечение золота из модельных растворов и сорбционную емкость более 100 мг/г.

Глинистые минералы группы смектитов (монтмориллонит, бентонит, нонтронит, сапонит и др.) характеризуются высокой удельной поверхностью, сорбционной обменной емкостью (СОЕ) и наличием поверхностной кислотности [1]. Структурные особенности минералов этой группы, предполагающие возможность внедрения значительных количеств ионов-компенсаторов, позволяют рассматривать смектиты как перспективные сорбенты как катионов, так и анионов, работающие по принципу ионного обмена. Однако химический состав природных смектитов изменчив в зависимости от геологического генезиса, что определяет необходимость их модификации, включая реконструирование поверхности, интеркаляцию и гибридизацию [2-3]. Из всех изученных методов модификации смектитов, наиболее реализуемыми с практической точки зрения для направленного регулирования их свойств являются модификация органическими и неорганическими компонентами, термические воздействия, а также комбинирование указанных методов [4-5].

Положительно заряженные катионы органических соединений могут быть интеркалированы в межслоевое пространство сапонита путем катионного обмена или адсорбции с образованием органически модифицированного сапонита. Такие катионы образуются в воде из поверхностно-активных веществ, красителей или металлоорганических комплексов. Поверхность сапонита гидрофильна, а обменные катионы в межслоевом пространстве склонны к гидратации. Когда такие катионы замещаются катионами, входящими в состав органических соединений, поверхность сапонита покрывается органическими углеродными группами, превращая его в гидрофобный [6]. Используя широкий спектр органических соединений, можно управлять оптическими, адсорбционными, каталитическими свойствами и термической стабильностью сапонита.

Получение нанокомпозитов сапонит/полимер достигается интеркаляцией раствора, смешиванием расплава или интеркаляцией расплава или *in situ* полимеризацией.

Смешивание в расплаве является простым в использовании, экономичным и безопасным для окружающей среды методом. Сапонит сначала смешивают с термопластичными полимерами, такими как поливиниловый спирт и полимолочная кислота, затем смесь нагревают до точки размягчения полимера в присутствии пластификатора. При механическом воздействии и нагревании сапонит может расслаиваться и диспергироваться в полимерной матрице с получением нанокompозита глина/полимер.

Интеркаляция раствора представляет собой процесс в жидком состоянии, который обеспечивает хорошее на молекулярном уровне смешивание нанослоев сапонита и молекул полимера [7]. Для растворения полимеров используют воду, водные растворы щелочи/мочевины, ацетон, этанол, трихлорметан и т.д.

Таким образом, в последние годы разработано множество способов введения функциональных органических компонентов в межслоевое пространство сапонита.

В данной работе представлены результаты исследований сорбционных свойств модифицированного сапонита по отношению к ионам золота.

В качестве материала исследований использован сапонит месторождения «Ломоносовское» (Архангельская область, РФ).

Исходный сапонит крупностью менее 80 мкм (тонкая фракция) был выделен центрифугированием в течение 3 минут (3500 g) из оборотной воды хвостохранилища ОФ АО «Севералмаз» и после сушки при 60°C измельчался до крупности менее 160 мкм.

Для интеркалирования в межслоевое пространство сапонита положительно заряженных катионов органических соединений выбран поверхностно-активное вещество гексадецилтриметиламмоний бромида $C_{19}H_{42}BrN$ (далее СТАВ).

Синтез композита осуществляли следующим образом: 15 грамм исходного сапонита суспендировали в 250 мл смеси дистиллированной воды и ацетона (2:1 по объему). Затем к взвешенному сапониту медленно добавляли раствор СТАВ (6,32 грамма СТАВ в 150 мл дистиллированной воды и перемешивали (300 мин⁻¹) при подогреве до 50°C в течение 24 часов.

После чего композит центрифугировали в течение 5 минут (3500 g) для отделения твердой фазы, которую последовательно промывали (с центрифугированием) в 4 стадии: на первой стадии – 200 мл 50% раствора спирта; на второй, третьей и четвертой – 200 мл дистиллированной воды. Полученный композит сушили в течение 6 часов при температуре 60°C (рисунок 1).

В качестве золотосодержащего раствора использован модельный раствор $HAuCl_4$ с концентрацией золота 11-90 мг/л. В результате интеркалирования СТАВ дзета-потенциал сапонита резко смещается в положительную сторону с -41,9 мВ до +32,5 мВ.

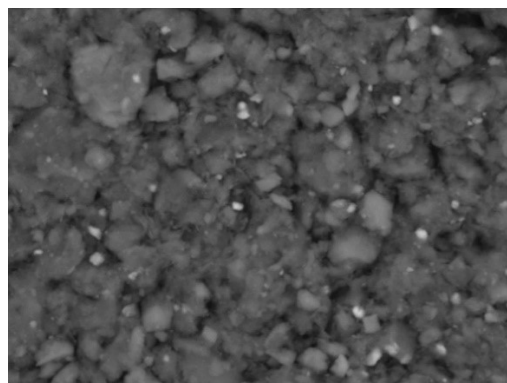
В таблицах 1 и 2 представлены результаты исследований сорбционных свойств модифицированного сапонита в зависимости от исходной концентрации золота и продолжительности сорбции.

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

В результате исследований установлено, что максимальная сорбционная емкость модифицированного СТАВ сапонита по отношению к золоту составляет 91,8-102,4 мг/г.



а



б

Рисунок 1. Внешний вид сапонита модифицированного СТАВ:
а – оптический микроскоп, б – электронный микроскоп

Таблица 1 – Кинетика сорбции ($C[Au]$ - 22,6 мг/л, $C[сапонита]$ - 220 мг/л, T - 25°C, t - 60 мин)

t , мин	$C[Au]$, мг/л	q_t , мг/г	ε , %
0	22,6	0,0	0,0
7,5	12,6	48,6	44,2
15	8,8	67,0	61,0
30	5,9	80,3	73,9
60	0,1	102,4	99,6

Таблица 2 – Изотермы сорбции ($C[сапонита]$ – 83-226 мг/л, T - 25 °C, t - 60 мин)

C_0 , мг/л	C_e , мг/л	q_e , мг/г	ε , %
11,2	4,8	76,4	57,0
22,3	11,3	82,9	49,5
44,7	26,6	88,5	40,4
89,3	68,6	91,8	23,2

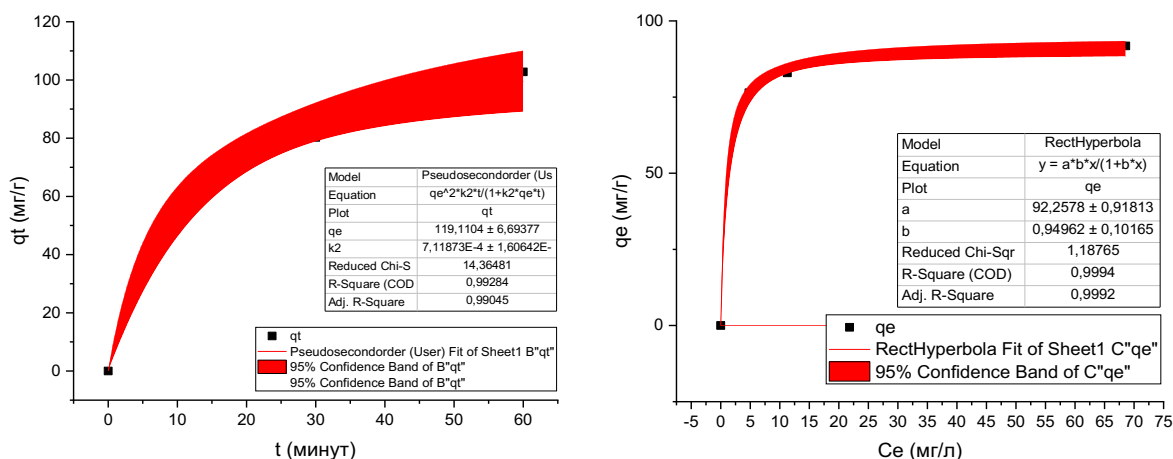


Рисунок 2 – Кинетика (а) и изотермы (б) сорбции золота на сапоните

При адаптации экспериментальных данных к различным кинетическим моделям установлено, что сорбции Au на сапоните соответствует модели псевдвторого порядка ($R^2 - 0,99284$), а максимальная сорбционная емкость достигает $119,1 \pm 6,7$ мг/г (рисунок 2 а).

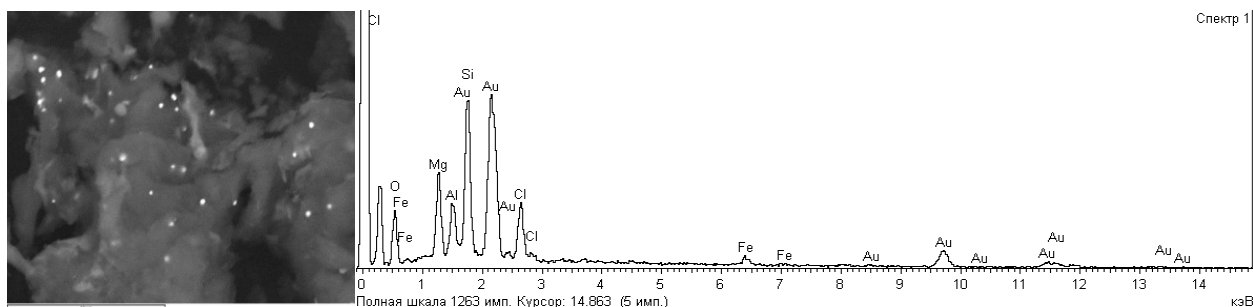


Рисунок 3. Микрофотография поверхности (а) и химический состав (б) сапонита модифицированного СТАВ после сорбции

Анализ изотерм сорбции выявил соответствие экспериментальных данных модели Ленгмюра с максимальной адсорбционной способностью $92,3 \pm 0,9$ мг/г (рисунок 2 б). Данные о эффективной сорбции золота модифицированным сапонитом подтверждены анализом морфологии и химического состава поверхности образцов после сорбции (рисунок 3). Содержание золота на поверхности сорбента составляет от 0,5 до 8,5%, а в отдельных новообразованиях достигает 10,5%.

Таким образом, теоретически и экспериментально обоснована возможность получения сорбентов благородных металлов на основе модифицированных сапонитсодержащих отходов переработки алмазосодержащих кимберлитов Ломоносовского месторождения, характеризующихся величиной СОЕ – 92-119 мг/г.

Список использованных источников

1. Осипов В.И., Соколов В.Н. Глины и их свойства. Состав, строение и формирование

- свойств. М.: ГЕОС, 2013. – 576 с.
2. Zhou C.H., Zhou Q.Q., Wu S. et al. Modification, hybridization and applications of saponite: An overview // Applied Clay Science. – 2019. – Vol. 168. – P. 136-154.
 3. Krupskaya V.V. et al. Experimental Study of Montmorillonite Structure and Transformation of Its Properties under Treatment with Inorganic Acid Solutions. Minerals. 2017; 7(4):49.
 4. Vicente M.A., Gil A., Bergaya F. Chapter 10.5 - Pillared Clays and Clay Minerals // Developments in Clay Science. Vol. 5, 2013, Pages 523-557.
 5. Макаров В.Н., Макаров Д.В., Васильева Т.Н. и др. Взаимодействие природных серпентинов с разбавленными сульфатными растворами, содержащими ионы никеля // Журнал неорганической химии. – 2005. – Т. 50(9). – С.1418-1429.
 6. De Paiva L.B., Morales A.R., Valenzuela F.R. Díaz Organoclays: properties, preparation and applications // Appl. Clay Sci. – 2008. – Vol. 42. – P. 8-24.
 7. Zou H., Wu S., Shen J. Polymer/silica nanocomposites: preparation, characterization, properties, and applications // Chem. Rev. – 2008. – Vol. 108 (9). – P. 3893-3957.
-

Experimental study of organomodification processes of saponites to obtain effective sorbents of noble metals

Chanturia V.A., Minenko V.G., Samusev A.L.

Promising methods of saponite modification (organomodification), ensuring the production of sorbents with a high cation exchange capacity with respect to noble metal anions, have been theoretically and experimentally substantiated. Optimal parameters for the use of the sorbent have been established, ensuring efficient extraction of gold from model solutions and a sorption capacity of more than 100 mg/g.

НОВЫЕ ПОЛИМЕРНЫЕ СОРБЕНТЫ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ*

Т.Д. Батуева, М.Н. Горбунова

Институт технической химии Уральского отделения РАН филиал Пермского федерального исследовательского центра (ИТХ УрО РАН), г. Пермь, Российская Федерация,
e-mail: tdbatueva@mail.ru

Получены сополимеры N,N-диаллил-N'-ацетил- (неопентаноил-, бензоил-) гидразинов и диаллиламинофосфониевых солей с акрилонитрилом, отличающиеся между собой структурными характеристиками. Исследована их сорбционная способность по отношению к ионам редкоземельных металлов в кислых и щелочных средах.

Значимость редкоземельных металлов (РЗМ) непрерывно возрастает благодаря их использованию во многих современных технологиях, в том числе в производстве сверхпроводников, магнитов, лазеров, высокотемпературной керамики, аэрокосмической техники, высококачественного оптического стекла, турбин, военной техники, в катализаторах химической промышленности.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (24-23-00072).

Основная часть территориально доступных запасов РЗМ, расположенных в регионах с развитой инфраструктурой, заключена в месторождениях, где они являются попутными компонентами. Например, в Мурманской области, в апатит-нефелиновых рудах месторождений Хибинской группы содержится более 40% российских запасов РЗМ, которые в действующем цикле переработки остаются в отвалах фосфогипса. В соответствии с государственной программой РФ «Развитие промышленности и повышение ее конкурентоспособности на период до 2030 года» разработка технологии извлечения, разделения и получения РЗМ, в том числе при переработке апатита и фосфогипса, являлась критически востребованной стратегической задачей. Большинство известных технических решений переработки фосфогипса с целью извлечения из него ценных компонентов заключается в сернокислотной обработке фосфогипса и получении из раствора выщелачивания суммарного концентрата РЗМ. Предлагаемые способы не приводят к существенному сокращению количества отвалов.

Разработка методов синтеза новых алилированных мономеров и вовлечение их в реакции радикальной сополимеризации позволило получить полифункциональные высокомолекулярные соединения с ценными сорбционными свойствами.

Методом радикальной сополимеризации получены новые сополимеры N,N -диаллил- N' – ацетил - (неопентаноил-, бензоил-) гидразина (поли(ДААГ-АН); поли(ДАНПГ-АН); поли(ДАБЕГ-АН)) (рисунок 1 а) и диаллиламинотрис(диэтиламино) фосфоний тетрафторбората и хлорида с акрилонитрилом (поли(ДААФ- BF_4 -АН) и поли(ДААФ-Cl-АН)) (рисунок 1 б) и изучены их физико-химические свойства и сорбционная способность по отношению к ионам легких редкоземельных металлов в кислых, смешанных ($H_2SO_4 + H_3PO_4$), нейтральных и щелочных средах.

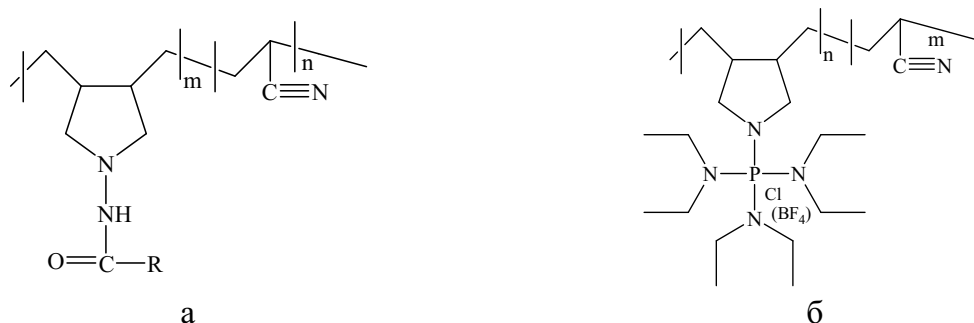


Рисунок 1. а) сополимеры N,N -диаллил- N' -ацетил- (неопентаноил-, бензоил-)гидразина (поли(ДААГ-АН); поли(ДАНПГ-АН); б) диаллиламинотрис(диэтиламино)фосфоний тетрафторбората и хлорида с акрилонитрилом (поли(ДААФ- BF_4 -АН) и поли(ДААФ-Cl-АН))

По результатам термографического исследования было установлено, что сополимеры N,N -диаллил- N' -ацетил-(неопентаноил-, бензоил-)гидразинов с акрилонитрилом устойчивы до $160-210^\circ C$, а сополимеры диаллиламинотрис(диэтиламино)фосфоний тетрафторбората и хлорида с акрилонитрилом - до $240-280^\circ C$, что позволяет использовать их при повышенных температурах. Значение рН изоэлектрической точки (таблица 1) связано с содержанием

заряженных групп, расположенных на поверхности молекулы.

Таблица 1 - Характеристики сорбентов

Сорбент	pH _{изт}	СОЕ _{Н⁺} , ммоль·г ⁻¹	СОЕ _{ОН⁻} , ммоль·г ⁻¹
поли(ДААГ-АН)	6.66	2.43 (20 мин)	7.08 (1 ч)
поли(ДАНПГ-АН)	7.16	2.55 (1 ч)	6.91 (20 мин)
поли(ДАБЕГ-АН)	6.40	2.55 (1 ч)	6.22 (20 мин)
поли(ДААФ-Сl-АН)	6.18	0	4.40
поли(ДААФ-ВF ₄ -АН)	6.17	0	5.69

Для всех образцов данный показатель находится в области нейтральной pH (6.2–7.2). В кислой среде поверхность сорбентов приобретает положительный заряд, что позволяет ей сорбировать отрицательно заряженные частицы. В среде с pH > 7.5 поверхность полимеров заряжена отрицательно – возможна сорбция положительно заряженных ионов.

Учитывая более высокие значения сорбционной обменной емкости по гидроксид-ионам и относительную устойчивость данных полимеров в щелочной среде, можно предложить их в качестве сорбентов из растворов с pH > 7.5. Усиление основных свойств реагентов способствует широкому применению сорбентов, в том числе для извлечения редкоземельных металлов.

Рассчитаны константы скорости внешней и внутренней диффузии в определенных интервалах времени. Показано, что в процессах адсорбции на исследуемых сорбентах высока роль процессов диффузии, как внешних, так и внутренних, т.к. линейность наблюдается в координатах зависимостей $-\ln(1-F)=f(\tau)$ и $F=f(\tau^{1/2})$. При адсорбции с использованием данных сорбентов наблюдается быстрое достижение стационарного состояния, максимальная степень заполнения поверхности сорбентов достигается в течение 20 минут.

Исследована сорбционная способность поли(ДААГ-АН); поли(ДАНПГ-АН); поли(ДАБЕГ-АН); поли(ДААФ-ВF₄-АН) и поли(ДААФ-Сl-АН) по отношению к ионам легких редкоземельных металлов La(III), Ce(III), Pr(III), Nd(III), Sm(III), Gd(III) в сернокислых, хлороводородных, азотнокислых, смешанных (H₂SO₄ + H₃PO₄) средах. Сорбционная емкость сополимеров N,N-диаллил-N'-ацетил-(неопентаноил-, бензоил-) гидразинов с исследуемыми РЗМ составляет 0,01-0,03 ммоль/г в сернокислых, хлороводородных, азотнокислых средах, в смешанных средах - 0,1-0,2 ммоль/г, в воде - 0,4-0,5 ммоль /г. Наибольший интерес в качестве сорбента представляет поли(ДАНПГ-АН), содержащий неопентаноильный радикал.

Для диаллиламинотрис(диэтиламино)фосфоний тетрафторбората и хлорида сорбция идет только в смешанных средах. Характер влияния величины pH на степень сорбции указанных легких редкоземельных металлов на поли(ДААФ-ВF₄-АН) и поли(ДААФ-Сl-АН) наглядно представлен на рисунке 2.

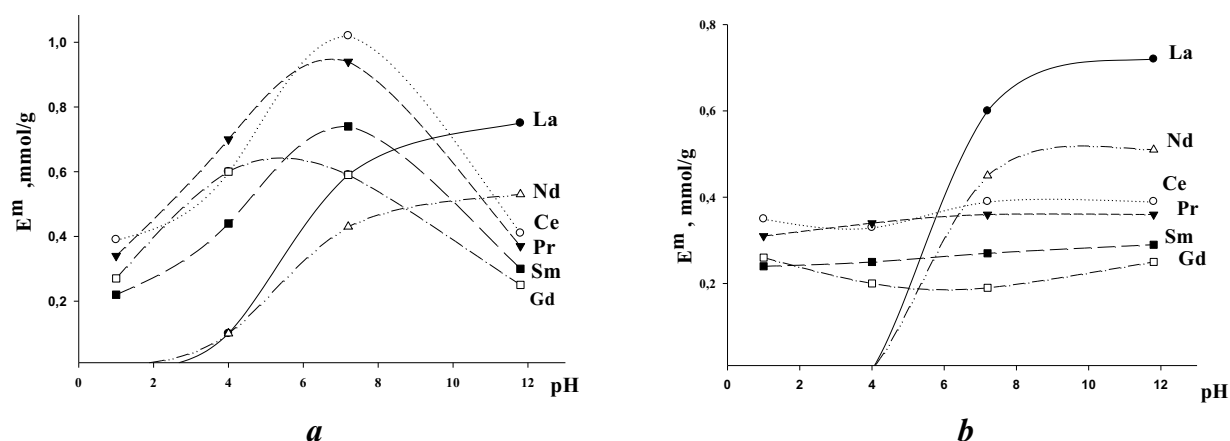


Рисунок 2. Зависимость статической сорбционной емкости извлечения ионов La(III), Ce(III), Pr(III), Nd(III), Sm(III), Gd(III) сополимерами ДААФ-BF₄-АН (a) и ДААФ-Cl-АН (b) от pH среды. $m_c = 0,2$ г, $V_k = 100$ мл

По результатам проведенных опытов, оба фосфорсодержащих сорбента не проявляют активности в отношении ионов лантана и неодима в смешанных (H₂SO₄ + H₃PO₄) средах. Следовательно, возможно отделение лантана и неодима от церия, празеодима, самария, гадолиния до pH 2 (ДААФ-BF₄-АН) и до pH 4 (ДААФ-Cl-АН). Наибольший интерес в качестве сорбента представляет ДААФ-BF₄-АН. Сорбционная емкость данного сополимера в нейтральной среде по отношению к ионам церия равна 142,9 мг/г, празеодима - 132,4 мг/г, самария - 111,3 мг/г, гадолиния - 92,7 мг/г (95-98% извлечения). Сополимеры ДААФ-BF₄-АН и ДААФ-Cl-АН обладают высокой сорбционной активностью в отношении ионов лантана в щелочной среде (максимальное извлечение ионов РЗМ наблюдается в интервале pH 10-12).

Таблица 2 - Коэффициенты разделения (β) элементов для нейтральных (pH 7) для ДААФ-BF₄-АН и щелочных (pH 10-12) сред для ДААФ-Cl-АН.

Сорбент	ДААФ-BF ₄ -АН (pH 7)					ДААФ-Cl-АН (pH 10-12)					
	$\frac{Me_1}{Me_2}$	Ce Pr	Ce Sm	Ce Gd	Ce Nd	La Nd	La Ce	La Pr	La Sm	La Gd	
β		1.3	2.9	5.4	2.2	1.5	2.1	1.5	2.9	4.3	4.2

При использовании сополимеров ДААФ-BF₄-АН и ДААФ-Cl-АН в качестве сорбентов, возможно разделение некоторых пар РЗМ, имеющих $\beta > 2$ (таблица 2).

Novel polymer sorbents of rare earth metals

Batueva T.D., Gorbunova M.N.

Copolymers of *N,N*-diallyl-*N'*-acetyl-(neopentanoyl-, benzoyl-)hydrazines and diallyl-laminophosphonium salts with acrylonitrile, differing in structural characteristics, were obtained. Their sorption capacity with respect to rare earth metal ions in acidic and alkaline media has been studied.

ОБОГАЩЕНИЕ СЛАБОМАГНИТНЫХ ШЛАМОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА

А.А. Лавриненко, П.А. Сыса

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Показана целесообразность применения гидроциклона с магнитной системой на конической части для эффективного извлечения в слабом магнитном поле шламистых магнитных частиц крупностью менее 20 мкм с пониженной магнитной восприимчивостью. Применение сверхпроводящей магнитной системы с высокотемпературными материалами в данной конструкции магнитного гидроциклона позволит эффективно извлекать слабомагнитные частицы, например, красных шламов, крупностью менее 10 мкм.

Вовлечение в переработку низкокачественного минерального сырья все в большей степени приводит к необходимости переработки большого количества тонкодисперсных отходов при минимизации энергетических затрат и вредного воздействия на окружающую среду. Существуют проекты непосредственной переработки красных шламов в чугун путём плавки, но в этом случае получается чугун с высоким содержанием фосфора и теряется возможность извлечь редкие металлы, а также наносится существенный ущерб окружающей среде [1, 2].

Шламохранилища, сопутствующие практически любому обогатительному комбинату, содержат большое количество различных полезных компонентов. Например, красные шламы, которые образуются при получении глинозёма из бокситов методом Байера, являются ценным химическим сырьем, источником как железа (Fe_3O_4 – 50%), так и редких металлов, таких как ванадий (V_2O_5 – 0.15%), галлий (0.005%), титан (TiO_2 – 2.65%), ниобий (0.002%), цирконий (ZrO_2 – 0.12%), скандий (0.010%), иттрий (0.03%) и лантаноидов (до 0.14%). Размер частиц красных шламов очень мал и в среднем составляет от 100 нм до 200 мкм [3].

Поскольку железа в красных шламах содержится до 50%, одной из главных операций по переработке является магнитная сепарация. С увеличением напряженности магнитного поля извлечение скандия и иттрия в магнитный продукт возрастает [4]. Для осуществления данной операции необходимо применение высокоградиентных магнитных сепараторов, которые достаточно дороги в эксплуатации. Существует множество способов переработки красных шламов, связанных с предварительным магнитным обжигом, позволяющим превратить гематит и другие слабомагнитные соединения железа в сильномагнитный магнетит [5, 6]. Обжиг так же является достаточно дорогостоящей операцией. Более привлекательным с точки зрения экономики является процесс магнитной сепарации, в ходе которого из красных шламов извлекается магнитная фракция [7]. Однако, использование современных высокоградиентных сепараторов накладывает ряд ограничений, в том числе и по

крупности. Например, при использовании валковых высокоградиентных сепараторов крупность материала должна быть -3 мм. [8].

Вообще шламовая составляющая обогащается плохо, и её традиционно удаляют из схемы при помощи дешламаторов, теряя при этом часть металла. Отметим, что магнетитовые зерна крупностью менее 40 мкм как правило, являются полностью раскрытыми. Подробно проблему изменения магнитной восприимчивости магнетита с изменением крупности исследовал А.С. Опалев в Горном институте Кольского научного центра [9].

Из вышеизложенного следует, что необходим процесс и аппарат, не сложный в эксплуатации, но позволяющий с большой производительностью отделять магнитную составляющую из потока тонкодисперсной суспензии.

Таким аппаратом является магнитный гидроциклон с расположением магнитной системы на конусной части [10]. Его бесспорным достоинством являются высокая удельная производительность, присущая всем гидроциклонам, простота конструкции, отсутствие движущихся частей.

Для создания магнитного поля с необходимой индукцией 2-10 Тл предлагается использовать высокотемпературные сверхпроводящие материалы, которые обеспечивают сверхпроводимость магнитной системы в условиях соответствующего охлаждения при температуре жидкого азота, и таким образом сводят к минимуму эксплуатационные энергетические затраты.

Есть примеры создания барабанных сепараторов на сверхпроводниках для обогащения угля [11]. Очевидно, что применение сверхпроводящих материалов позволяет не только достичь необходимых параметров магнитного поля, но и значительно уменьшить потребление электроэнергии. По сути самым мощным потребителем в конструкции останется шламовый насос, подающий суспензию в гидроциклон.

Преимущества мощных сверхпроводящих магнитных систем были продемонстрированы в опытах, проведенных в 1973г. под руководством проф. Кармазина В.В. Проводились опыты на установке магнитного гидроциклонирования, магнитная система которой была выполнена с использованием сверхпроводника I типа на основе NbTi₂, работающего при температуре 9 К и имела производительность до 5 т/ч [12].

В настоящее время благодаря появлению новых сверхпроводящих материалов, обеспечивающих плотность тока 500 А/мм² при температуре 77 К и предельной магнитной индукции 20 Тл, возможно создать установку магнитного гидроциклонирования на качественно новом уровне [13].

Был проведён эксперимент, позволяющий моделировать процесс извлечения тонкой магнитной фракции из потока суспензии при помощи магнитного гидроциклона.

Методика экспериментов основывалась на том, что магнитная сила, действующая на частицу, как известно, зависит от её магнитной восприимчивости, магнитной

индукции и её градиента [14]:

Таким образом, экспериментальные исследования на магнетитовом сырье в слабом магнитном поле (магнитная индукция меньше необходимой для гематита в 45 раз) можно рассматривать как модель поведения слабомагнитных частиц в сильном магнитном поле, которое можно создать сверхпроводящей магнитной системой при условии сохранения геометрических размеров гидроциклона и остальных параметров сепарации.

Был проведен ряд опытов, в ходе которых на примере обогащения искусственной смеси магнетитового концентрата с кварцем была установлена величина магнитной индукции, равная 0.06 Тл, которая позволяет практически полностью извлечь магнетит в концентрат. В ходе эксперимента при включении магнитного поля наблюдается существенное осветление слива (хвосты обогащения) и потемнение песков (концентрат) магнитного гидроциклона.

Следует отметить, что при обогащении руды класса -0.02 мм содержание железа в концентрате достигает 64.8% при извлечении 94.7%, что является почти готовым магнитным концентратом, который может быть использован в металлургическом производстве.

Из полученных результатов следует, что обогащать на таком устройстве с магнитной системой на конической части имеет смысл только очень тонкодисперсные суспензии, шламы, т.к. только при крупности материала менее 20 мкм начинается существенное разделение магнитной и немагнитной составляющих.

Для разделения более крупных частиц существует другая конструкция магнитного гидроциклона, в которой магнитная система расположена на крышке цилиндрической части [15]. Также более крупный материал прекрасно обогащается магнитными сепараторами традиционных конструкций.

Таким образом, в результате применения гидроциклона с магнитной системой на конической части установлена возможность эффективного извлечения в слабом магнитном поле шламистых магнитных частиц крупностью менее 20 мкм с пониженной магнитной восприимчивостью. Полученные результаты дают основание утверждать, что применение сверхпроводящей магнитной системы с высокотемпературными материалами на исследованной конструкции магнитного гидроциклона позволит эффективно извлекать слабомагнитные частицы, например, красных шламов, крупностью менее 10 мкм.

Список использованных источников

1. Valeev D. et al. Reductive Smelting of Neutralized Red Mud for Iron Recovery and Produced Pig Iron for Heat-Resistant Castings. // Metals 2020, 10(1) , 32.
2. Evan K. The history, challenges and new developments in the management and use of bauxite residue // Journal of Sustainable Metallurgy. 2016. Vol. 2. P. 316 - 331.
3. Зиновеев Д.В. и др. Обзор мировой практики переработки красных шламов. Ч.1. Пирометаллургические способы // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2018. Том 61. № 11. С. 843 – 858.

4. Патент 2147622 РФ: Способ извлечения редкоземельных металлов, скандия и иттрия из красных шламов глиноземного производства / Орлов С.Л. и др, 20.04.2000, БИ № 45.
 5. Combined SAF smelting and hydrometallurgical treatment of bauxite residue for enhanced valuable metal recovery. Travaux 46. Proceedings of 35th International ICSOBA Conference 2 - 5 October. 2017. Hamburg, Germany.
 6. Liu Y., Zhao B., Yang T. Recycling of iron from red mud by magnetic separation after co-roasting with pyrite // *Thermochimica Acta*. 2014. Vol. 588. P. 11 - 15.
 7. Утков В.А., Сизяков В.М. Современные вопросы металлургической переработки красных шламов // *Записки Горного института*. 2013. Т. 202. С. 39.
 8. Пелевин А.Е. Обогащение слабомагнитных минералов в валковых сепараторах с системой из постоянных магнитов // *ГИАБ*, 2022 (11-1). С.155—168.
 9. Опалев А.С. и др. Исследование влияния крупности зерен магнетита на магнитную восприимчивость железорудных концентратов // *ФТПРПИ*. 2023. № 1. С. 161-167.
 10. Патент 522857 SU: Магнитный гидроциклон /В.И. Кармазин и др., 30.07.76 БИ, №28.
 11. Хоу З.и др. Разработка сверхпроводящего электромагнитного железоотделителя. *J Supercond Nov Magn* 25, 969-973 (2012).
 12. Кармазин В.В. Проблемы и перспективы магнитного обогащения // *ГИАБ*, 2013, S1, с. 560-575.
 13. Фетисов С.С. и др. Базовые технологии изготовления силовых кабелей на основе высокотемпературных сверхпроводников второго поколения // *Электричество*, 2021, № 6, С. 12–24.
 14. Кармазин В.И., Кармазин В.В. Магнитные методы обогащения. Недра, 1978. 304с.:
 15. Патент 2748911 РФ: Способ извлечения магнитной фракции из потока суспензии и устройство для его осуществления / Сыса П.А. и др., 2021. БИ. №16.
-

Enrichment of weakly magnetic sludge using a magnetic hydrocyclone

Lavrinenko A.A., Sysa P.A.

The expediency of using a hydrocyclone with a magnetic system on the conical part for the effective extraction of sludge magnetic particles of less than 20 μm in size with reduced magnetic susceptibility in a weak magnetic field is shown. The use of a superconducting magnetic system with high-temperature materials in this design of a magnetic hydrocyclone will allow the effective extraction of weakly magnetic particles, such as red mud, of less than 10 μm in size.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ АЗОТНОКИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ СИЛИКАТОВ*

С.И. Мазухина¹, С.В. Дрогобужская², В.В. Максимова^{1,3}, Е.А. Красавцева^{1,3}

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: simazukhina@mail.ru

² Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева

* Исследование проведено в рамках тем НИР FMEZ-2022-0022, FMEZ-2022-0010

КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: drogosv@yandex.ru*

³ Центр наноматериаловедения КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: v.maksimova@ksc.ru

В рамках термодинамического моделирования и экспериментальных исследований изучено азотнокислотное выщелачивание отходов обогащения редкометалльных руд с высоким содержанием силикатов. Полученные данные помогут наметить пути оптимизации процесса выщелачивания с целью извлечения РЗЭ и утилизации отходов.

Необходимость разработки и внедрения технологии переработки вторичных ресурсов редкоземельных элементов вызвана интенсивным ростом мирового потребления их в качестве критически важных компонентов для высокотехнологичных производств [1]. К перспективным источникам РЗЭ можно отнести хвостохранилища горнопромышленных предприятий по обогащению лопаритсодержащих руд на Кольском полуострове, материал которых содержит в среднем до 1% TR_2O_3 . Переработка вторичных тонкоизмельчённых горнопромышленных отходов с высоким содержанием силикатов вызывает значительные затруднения.

Цель работы – исследование влияния температуры и концентрации азотной кислоты на содержание и формы нахождения кремния, РЗЭ и других элементов в продуктивном растворе с помощью физико-химического моделирования и лабораторного эксперимента.

При этом ставились следующие задачи:

- оценить влияние температуры и концентрации азотной кислоты на формы нахождения и концентрации кремния, РЗЭ и других элементов в растворах выщелачивания с помощью физико-химического моделирования. Граничные условия модели: 100 г породы; 0,8, 1,6 и 2,4 М HNO_3 , T – 20, 40, 60°C, P – 1 бар, количество породы, вступившей во взаимодействие, составляет от 10^{-5} до 100 грамм (степень взаимодействия ξ изменяется от -7 до 0 соответственно).
- определить зависимость кинематической вязкости раствора и форм нахождения элементов в системе «вода–порода– HNO_3 » от условий эксперимента, оценить влияние добавки $NaOH$.

Для исследования использовались хвосты обогащения текущего производства Ловозерского горно-обогатительного комбината с высоким содержанием шламистой части.

Основной минеральный состав хвостов представлен нефелином, полевыми шпатами, эгирином, апатитом и лопаритом. Остаточное содержание последнего составляет в среднем порядка 0,5%. Использование гидromеталлургических методов переработки тонкоизмельченных отходов с высоким содержанием силикатов часто сопряжено с трудностями в обеспечении фильтрации из-за образования кремнегеля и коагуляции фильтров технологическим раствором.

Результаты моделирования при указанных температурах и концентрациях азотной кислоты показали переход в раствор всех элементов, содержащихся в породе и их формы: Al^{3+} , SiO_2 , Zr^{4+} , $LaNO_3^{2+}$, $CeNO_3^{2+}$, $NdNO_3^{2+}$, UO_2^{2+} , Li^+ , Fe^{3+} , Ca^{2+} , Na^+ , Ba^{2+} , Cd^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Cu^{2+} , $HSeO_3$. Изменение концентраций Al^{3+} и SiO_2 в растворе указывает на процессразложения алюмосиликатов, из-за чего происходит гелеобразование [2].

Повышение концентрации кислоты оказывает существенное влияние на процесс выщелачивания РЗЭ. Количество нитратов РЗЭ (La, Ce, Nd) в растворе закономерно изменяется в зависимости от доли породы, вступившей в реакцию.

Результаты оценки влияния температуры на гелеобразование представлены на рисунке 1.

Анализ результатов указывает на положительное влияние температуры на процесс гелеобразования.

В ходе эксперимента по азотнокислотному выщелачиванию хвостов лопаритовых руд была проведена оценка кинематической вязкости, как показателя фильтрации, с добавкой NaOH для ингибирования быстрого гелеобразования.

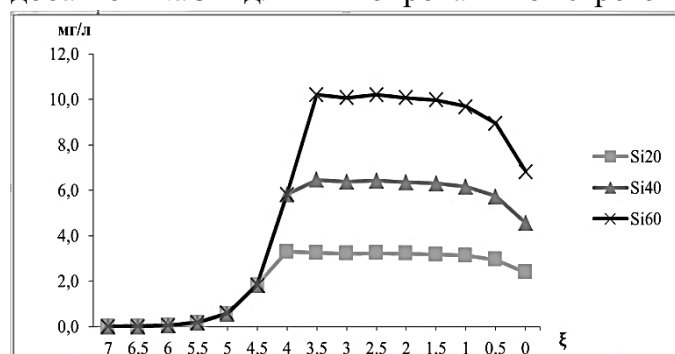


Рисунок 1. Изменение концентрации SiO_2 в растворе в зависимости от степени взаимодействия в системе «вода-порода- HNO_3 » при температурах 20, 40, 60°C; молярная концентрация HNO_3 – 2,4 М

Кинематическая вязкость определяется как отношение динамической вязкости к плотности среды и характеризует текучесть жидкости.

Условия эксперимента: соотношение Т:Ж = 1:10, температура смеси от 20 до 40°C, концентрация кислоты - 0,8; 1,6 и 2,4 М HNO_3 . Время перемешивания – 120 минут, по истечении 60 минут в растворы добавлялся NaOH в количестве от 1 до 2 моль/л раствора. Значения кинематической вязкости в зависимости от температуры и концентрации азотной кислоты представлены на рисунке 2.

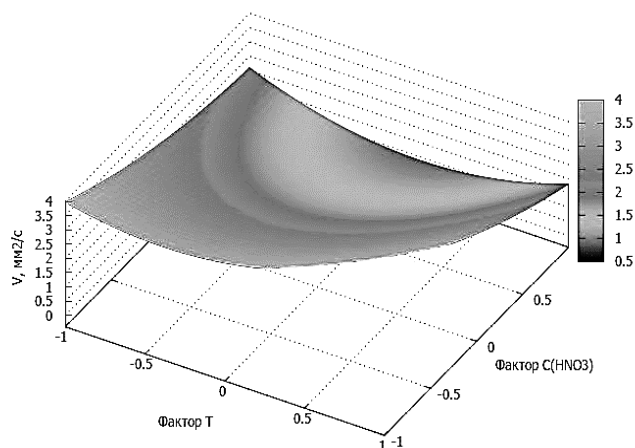


Рисунок 2. Зависимость кинематической вязкости (ν , мм²/с) от температуры и концентрации HNO_3 . Температура (Т, от 20 до 40°C) и концентрация HNO_3 (от 0,8 до 2,4 моль/л) приведены в относительных единицах в пределах варьирования

Оптимальные условия проведения азотнокислотного выщелачивания с минимумом кинематической вязкости следующие: температура от 40,0 до 42,2°C, концентрации HNO_3 – от 1,6 до 1,95 моль/л, добавление NaOH – от 0,76 до 1 моль/л, при

Т:Ж=1:10.

Результаты моделирования позволили дать оценку влиянию температуры и концентрации азотной кислоты на интенсивность перехода La, Ce и Nd в раствор, оценить влияние NaOH на образование кремнегеля.

Экспериментальный этап позволил определить оптимальные параметры проведения процесса, позволяющие обеспечить переход ценных элементов в раствор и одновременно возможность технологических операций, в том числе фильтрации продуктивного раствора. Полученные данные помогут наметить пути оптимизации процесса выщелачивания отходов обогащения с целью извлечения РЗЭ и утилизации отходов.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л. и др. Влияние энергетических воздействий на эффективность выщелачивания редкоземельных элементов из золошлаковых отходов // ФТПРПИ. 2022. №2. С. 116-127.
 2. Чантурия В.А., Самусев А.Л., Миненко В.Г. и др. Извлечение редких и редкоземельных элементов из силикатного геля – продукта выщелачивания эвдиалитового концентрата // ФТПРПИ. 2021. №6. С. 142-148.
-

Thermodynamic patterns of nitric acid leaching of high-silicate technogenic waste

Mazukhina S.I., Drogobuzhskaya S.V., Maksimova V.V., Krasavtseva E.A.

The process of nitric acid leaching of high-silicate waste from the enrichment of rare metal ores has been studied using thermodynamic modeling and experimental studies. The data obtained will help identify ways to optimize the leaching process in order to extract REE and recycle mining waste. the processes of two-stage sulfuric acid transfer of vanadium into solution were studied.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВАНАДИЯ ИЗ ТИТАНОМАГНЕТИВОВОГО СЫРЬЯ

В.В. Мусаев, О.И. Жукова, К.К. Климов, В.А. Меньщиков

АО «Уралмеханообр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail:musaev_vv@umbr.ru

Исследованы процессы окислительного обжига титаномагнетитового концентрата с добавками соды и известняка. Для огарка с натриевыми добавками исследованы процессы водного и серноокислотного выщелачивания ванадия, для огарков с кальциевыми добавками исследованы процессы двухстадийного серноокислотного перевода ванадия в раствор.

Титаномагнетитовые концентраты (ТМК), получаемые в качестве побочного продукта при обогащении медно-железо-ванадиевых руд, в России пока не находят широкого применения. Это связано с высоким содержанием двуокиси титана (более 5,5 масс.%), и относительно невысоким содержанием железа (55-59%), что осложняет их прямое использование в металлургии железа, в частности, в доменном процессе.

Комплексная переработка ТМК гидрометаллургическими методами, включающими солянокислотное выщелачивание ванадия и железа [1] и переработкой растворов с получением ванадиевого и железосодержащего продукта, или сольвометаллургическая переработка с использованием 1-октанольного хлороводородного экстракта [2], требуют существенной доработки в части оптимизации технологических схем, а также технико-экономического анализа реализации технологий и их аппаратурного оформления на практике.

В отечественной практике пятиокись ванадия получают из металлургических шлаков производства стали дуплекс-процессом из ванадийсодержащих железорудных окатышей [3].

Технологические схемы включают окислительный обжиг шлаков с добавками соды или известняка для перевода ванадия в высшую степень окисления с получением соединений, пригодных для водного или слабокислотного выщелачивания ванадия.

В настоящей работе ТМК на первой стадии технологии переработки подвергали окислительному обжигу с добавками соды или известняка. Температура обжига составляла 900-1100°C, время обжига 4 часа, добавки соды или известняка в шихту обжига составляли 2-5 масс.% дополнительно к навеске ТМК, принятой за 100 масс.%. Огарки подвергали двухстадийному выщелачиванию.

Огарки с натриевыми добавками на первой стадии подвергали водному выщелачиванию при температуре 80-90°C, в течение 4 часов при Ж:Т=8. Кеки первой стадии выщелачивали раствором 5% серной кислоты в течение 0,5 часа при комнатной температуре и Ж:Т=4.

Огарки с кальциевыми добавками на первой стадии подвергали выщелачиванию слабым раствором серной кислоты при поддержании pH=2,5-3,2, при температуре 60°C, в течение 4 часов при Ж:Т=8. Кеки первой стадии выщелачивали раствором 5% серной кислоты в течение 0,5 часа при комнатной температуре и Ж:Т=4.

Основные компоненты исследуемого ТМК следующие, масс. %: Fe_{общ}-52,3; SiO₂-6,58; TiO₂-5,85; Al₂O₃-4,04; V₂O₅-1,38; CaO-1,2; MgO-4,48; MnO-0,48; P₂O₅-0,19.

Результаты исследований представлены в таблице.

Таблица - Результаты обжига ТМК и двустадийного выщелачивания огарков

Шихта	T, °C	Ванадий в растворе 1, г/л	Извлечение в раствор 1, %	Ванадий в растворе 2, г/л	Извлечение в раствор 2, %	Извлечение ванадия общее, %
ТМК +5 % Na ₂ CO ₃	1100	0,34	34,0	1,1	56,1	90,1
ТМК +5 % Na ₂ CO ₃	900	0,42	42,1	0,48	24,4	66,5
ТМК +5 % CaCO ₃	1100	0,47	48,8	0,12	6,2	55,0
ТМК +5 % CaCO ₃	900	0,75	77,9	0,12	6,0	83,9

Из данных таблицы следует, что при обжиге ТМК с добавкой соды предпочтительнее температуры выше 1000°C, при обжиге ТМК с известняком достаточно температуры не выше 900°C. В результате двустадийного выщелачивания по ранее описанным условиям удалось перевести в раствор 90,1 и 83,9% ванадия для

соответствующих огарков. Необходимо отметить, что при окислительном обжиге ТМК с содой и дальнейшем выщелачивании огарка в раствор переходят большее количество примесных элементов, в частности кремния, алюминия, железа, чем при обжиге с известняком. Дальнейшие исследования будут направлены на сорбционное и экстракционное концентрирование ванадия из растворов выщелачивания и его осаждение в виде соединений из десорбатов или реэкстрактов.

Список использованных источников

1. Щелокова Е.А., Копкова Е.К., Громов П.Б. Хибинский титаномагнетитовый концентрат и его взаимодействие с растворами хлороводородной кислоты. ФГБУН ИХТРЭМС им. И.В. Тананаева КНЦ РАН. Апатиты, 2012. 30 с. Деп. в ВИНТИ 23.03.2012. № 97-В2012.
 2. Копкова Е.К., Щелокова Е.А., Громов П.Б. и др. Разложение ванадийсодержащего титаномагнетита в среде неводного растворителя на основе алифатических спиртов //Цветные металлы. - 2012, № 6. – С. 54-59.
 3. Мизин В.Г., Рябинович Е.М. Сирина Т.П. и др. Комплексная переработка ванадиевого сырья. Екатеринбург: УрО РАН. 2005
-

Extraction of vanadium from titanomagnetic raw materials

Musaev V.V., Zhukova O.I., Klimov K.K., Menshchikov V.A.

The processes of oxidative roasting of titanomagnetite concentrate with additions of soda and limestone have been studied. For cinders with sodium additives, the processes of aqueous and sulfuric acid leaching of vanadium were studied; for cinders with calcium additives.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИКРОБИОЛОГИЧЕСКИХ ПРИЁМОВ ДЛЯ ДЕГРАДАЦИИ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ С ПОВЕРХНОСТИ МИНЕРАЛОВ

**Н.К. Алгебраистова¹, Е.С. Ананенко¹, И.В. Прокопьев²,
Ю.Л. Гуревич³, М.И. Термова³**

¹ Сибирский федеральный университет (СФУ), г. Красноярск, Российская Федерация

² Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова (СВФУ),
г. Якутск, Российская Федерация,

³Международный научный центр исследований экстремальных состояний организма (ФИЦ КНЦ СО РАН), г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: ananenkoes@inbox.ru*

В статье показана возможность использования микробиологических приемов для повышения эффективности подготовки коллективного золотосурьмяного концентрата к циклу селекции за счет разложения пленки собирателя, покрывающей минеральную поверхность сульфидов коллективного концентрата.

Современная горнометаллургическая промышленность все чаще сталкивается с проблемой переработки комплексных руд, содержащих одновременно несколько ценных металлов в значительных количествах. Особенно остро в данном контексте стоит вопрос переработки золотосурьмяных руд [1].

Проблема заключается в том, что сурьма и золото, находящиеся в комплексных золотосодержащих рудах, оказывают взаимное отрицательное влияние друг на друга в гидрометаллургических процессах [2]. Эти обстоятельства предъявляют значительные требования к полноте разделения золота и сурьмы до поступления их в соответствующие гидрометаллургические операции [3].

В практике обогащения золотосурьмяных руд наибольшее распространение получили коллективно-селективные схемы флотации, при их реализации которых отрасль сталкивается с трудностями, а именно, с проблемой подготовки коллективных концентратов к разделению [4].

Для обеспечения эффективного разделения коллективного концентрата перед селективной флотацией необходимо удалить закрепившийся в операции коллективной флотации реагент-гидрофобизатор с поверхности сульфидов. Существующие на сегодняшний день способы подготовки коллективных концентратов к селекции характеризуются низкой эффективностью и стабильностью процесса, токсичностью, высокой стоимостью, сложностью и громоздкостью аппаратного оформления [4]. В этих условиях разработка нового технологически эффективного, экологически безопасного и экономически выгодного способа подготовки коллективных золотосурьмяных концентратов к селективному разделению является актуальной задачей. Одним из перспективных направлений в области подготовки коллективных концентратов к циклу селекции является использование микробиологических приемов [5].

Методы исследования. Проведен научно-технический анализ существующих научных публикаций по теме современного состояния технологии обогащения золотосурьмяных руд и роли биотехнологий в горном деле. Химический и фазовый состав коллективного концентрата исследован с применением химических, пробирных, рентгенофазовых и спектральных методов анализа. Выделение микроорганизмов осуществлялось методом культивирования бактерий в среде Зака. Идентификация продуктов биodeградации проведена с использованием методов хроматографического анализа, спектроскопии и масс-спектрометрии. Остаточная концентрация ксантогената определялась колориметрически. Технологические исследования выполнены флотационным методом с использованием классического метода планирования экспериментов. Для изучения изменений на поверхности сульфидов были проведены измерения краевого угла методом растекающейся капли с использованием цифровой техники прибора DSA20 EasyDrop. Для обработки результатов исследований использовались методы математической статистики.

Объектом исследования является золотосурьмяная руда одного из месторождений Восточной Сибири. Руда относится к умеренно-сульфидному типу руд. Содержание основных элементов: Sb — 5,14%, As — 0,51%, Au — 0,86 г/т.

В рамках исследования предложена схема коллективно-селективной флотации с выделением богатого сурьмяного концентрата в голове схемы. Предложенный реагентный режим коллективной флотации, обеспечивает получение коллективного

золотосурьмяного концентрата, содержания золота и сурьмы в хвостах по данной схеме коррелирует с проектным значением переработки руды текущей добычи.

Культура бактерий для исследований выделена сотрудниками «Международного научного центра исследований экстремальных состояний организма КНЦ СО РАН» из пробы хвостохранилища Сорского ферромолибденового завода. В результате культивирования на селективной среде произошло накопление только тех бактерий, которые способны к росту на среде с ксантогенатом в качестве единственного источника углерода и энергии. По результатам секвенирования микроорганизмы были идентифицированы как *Pseudomonas japonica* [6, 7].

Периодическое культивирование на селективной среде, не содержащей серу в составе минеральных солей, подтвердило способность культуры использовать серу, содержащуюся в молекуле ксантогената в качестве источника питания:

- начиная с 13 часа процесса на дне культуральных колб стали заметны капли сероуглерода;
- ксантогенат был утилизирован в течение 17 часов по результатам колориметрического анализа.

На фото чашки Петри с агаризованной минеральной средой, содержащей ксантогенат калия с градиентом концентрации, видно, что рост культуры микроорганизмов наблюдается только на той поверхности чашки Петри, где в качестве источника питания был привнесён ксантогенат (как источник серы).

Влияние бактерий на поверхность минералов оценивали измерением краевого угла смачивания.

Анализируя измерения, видно, что бактерии закрепляются на поверхности независимо от того, имеется там ксантогенат или нет, и тем самым гидрофилизуют минеральную поверхность. Поверхность антимонита и арсенопирита после биообработки становится гидрофильной: краевой угол смачивания уменьшается на 48° и 42° соответственно.

Влияние бактерий на поверхность минералов оценивали флотационной активностью чистых минералов антимонита и арсенопирита. За функцию отклика был принят выход пенного продукта. На первоначальном этапе исследовали влияния микроорганизмов на поведение сульфидов во флотационном процессе в зависимости от расхода бактерий и времени их взаимодействия. Время перемешивания монофракций с биокulturой варьировало от 0 до 24 часов, расход биокulturы изменялся в пределах от 0 до 1600 г/т.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что при контактировании чистых минералов с биокulturой в течение 1 часа происходит снижение выхода пенного продукта арсенопирита и антимонита на 36% и 13% соответственно. Дальнейшее увеличение времени контактирования монофракций снижает выход пенного продукта незначительно. Поэтому в дальнейших опытах время контактирования концентрата с биокulturой принято за 1 час.

Увеличение расхода биокulturы от 0 до 1600 г/т влияет на флотацию чистых

минералов антимонита и арсенопирита следующим образом:

- выход пенного продукта арсенопирита снижается на 60%,
- выход пенного продукта антимонита снижается на 35%.

Влияние биообработки на коллективный золотосурьмяной концентрат оценивали флотацией.

В качестве материала для опытов использовали коллективный золотосурьмяной концентрат. Опыты проводили по схеме, представленной на рисунке 6. В исследовании варьировали расходом биоккультуры в пределах от 0 до 1600 г/т.

С увеличением расхода биоккультуры наблюдается снижение выхода пенного продукта на 25% и снижение извлечения сурьмы, мышьяка и золота в пенный продукт на 25, 30 и 30% соответственно. Что говорит о том, что бактерии закрепляются на поверхности сульфидов, уменьшая их краевой угол, снижают флотиремость.

Таким образом, в ходе исследования сделан общий вывод, что микроорганизмы *Pseudomonas Japonica* способны закрепляться на минеральной поверхности сульфидов антимонита и арсенопирита и использовать в качестве источника питания ксантогенат (как источник серы), деградируя его с минеральной поверхности сульфидов и изменяя тем самым краевой угол смачивания.

Заключение

Биообработка с целью разрушения бактериями пленок гидрофобизаторов на минеральной поверхности может быть использована и дать положительные результаты при подготовке коллективных концентратов к циклу селекции, эффективность которой в значительной степени зависит от степени удаления адсорбированной пленки гидрофобизатора на поверхности разделяемых сульфидов.

Список использованных источников

1. Соложенкин П.М., Зинченко З.А. Обогащение сурьмяных руд. – М.: Наука, 1985.
 2. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных и концентратов. М.: Недра, 1968. 204 с.
 3. Лодейщиков В.В., Панченко А.Ф. Основы извлечения золота и сурьмы из комплексных руд // Интенсификация процессов обогащения минерального сырья. М.: Наука, 1981. С. 189-192.
 4. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. М.: МГУ, Горная книга, «Мир горной книги», 2008. С. 710
 5. Адамов Э.В., Панин В.В. Биотехнология металлов, М: «Учеба», 2003.
 6. Алгебраистова Н.К., Прокопьев И.В., Гуревич Ю.Л. и др. О новом способе подготовки коллективных концентратов к селекции // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. – 2015. – Т. 8, № 4. – С. 406-413.
 7. Algebraistova N.K., Razvyaznaya A.V., Teremova M.I. et al. Effect of *Pseudomonas Japonica* bacteria on selection of sulfides // Journal of Mining Science. 2016. – V. 52, №1. P. 190-194.
-

Removal of flotation reagents from mineral surfaces using microbiological techniques

Algebraistova N.K., Ananenko E.S., Prokopyev I.V., Gurevich Y.L., Teremova M.I.

The article shows the possibility of using microbiological techniques to improve the efficiency of preparation of the collective gold-antimony concentrate for the selection cycle due to the degradation of the collector film covering the mineral surface of sulfides of the collective concentrate.

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД РАСТВОРАМИ ЛИМОННОЙ КИСЛОТЫ

О.Ю. Маковская, Д.И. Икромов, Н.С. Файзуллоев

Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина
(УрФУ), г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: makovskaya@inbox.ru

Изучена возможность выщелачивания окисленных никелевых руд Куликовской группы месторождений с применением лимонной кислоты. Изучено влияние концентрации лимонной кислоты и продолжительности выщелачивания на показатели процесса. Показано, что извлечение никеля в раствор составляет около 30%.

На рынке никеля традиционно присутствует два типа продуктов. Никель класса 1 относится к продуктам класса Лондонской биржи металлов (LME), содержит 99,9% основного металла и преимущественно производится из сульфидных руд. На этот тип приходится около 15% мирового производства. К никелю класса 2 (с содержанием никеля менее 99,8%), производимого из латеритных руд, относятся все остальные продукты, включая ферроникель и никелевый чугун.

Производство первичного никеля в мире в 2023 году составило 3,417 млн тонн. Рост производства никеля происходит, в основном, благодаря вводу в строй новых мощностей по выпуску никельсодержащего чугуна (NPI) в Индонезии. Построенные в этой стране за счет китайских инвестиций металлургические заводы увеличивают выпуск никелевого чугуна и ферроникеля, в то время как спрос на нержавеющую сталь снижается на фоне замедления мировой экономики. Чрезмерная концентрация производства в сейсмоопасной Индонезии делает ситуацию с предложением неустойчивой.

Мировой тенденцией в металлургии является использование экологически выдержанных технологий получения металлов.

В наибольшей степени этому отвечают гидрометаллургические процессы. Также преимуществом гидрометаллургии являются более низкие капитальные затраты, что очень важно при переработке окисленных никелевых руд, характеризующихся невысоким содержанием металла.

Самым распространенным реагентом для выщелачивания является серная кислота. Недостатком ее является высокий расход и отсутствие селективности. Высокий расход серной кислоты позволяет добиваться максимального вскрытия минералов и обеспечивать извлечение в раствор никеля и кобальта на уровне 90–95% [1].

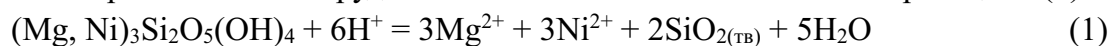
Различные органические кислоты достаточно успешно применяют для

выщелачивания цветных металлов из бедных никелевых латеритов [2].

Имеются сведения об использовании лимонной, щавелевой, яблочной и молочной кислот [3]. Как правило, по показателям извлечения металлов в раствор органические кислоты уступают серной кислоте.

Однако основными преимуществами является их биоразлагаемость, меньший по сравнению с сернокислотным выщелачиванием переход в раствор железа, возможность регенерации.

В данной работе изучена возможность применения лимонной кислоты. Процесс выщелачивания серпентинитовых руд лимонной кислотой можно описать реакцией (1):

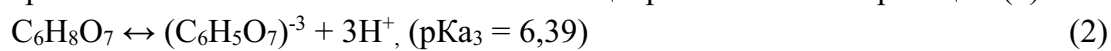


Ионы водорода образуются при диссоциации лимонной кислоты.

Предложены два механизма растворения металлов

- лимонной кислотой: воздействие кислоты и замещение ионов металлов ионами водорода;
- хелатирование металлов с образованием растворимых комплексов металл-лиганд [4].

Лимонная кислота является трехосновной, имея три карбоксильные и одну гидроксильную группы. Когда эта кислота полностью диссоциирует (реакция 2), возможно образование комплексов катиона никеля с цитрат-анионом по реакции (3):



В экспериментах использовали руду Куликовской группы месторождений следующего состава, %: 1,93 Ni, 0,098 Co, 16,7 Fe₂O₃, 0,25 FeO, 0,44 MnO, 0,79 TiO₂, 0,87 CaO, 0,03 S_{общ}, 0,04 P₂O₅, 47,7 SiO, 3,39 Al₂O₃, 27 MgO, 0,1 Cu, 0,41 Cr, 10,81 прочие.



Рисунок 1. Внешний вид магнезиальной никелевой руды Арсинского месторождения

Было изучено влияние концентрации лимонной кислоты на извлечение в раствор никеля и железа.

Руду предварительно измельчали, для выщелачивания использовали фракцию минус 0,1 мкм. Навеску руды выщелачивали раствором лимонной кислоты при Ж:Т=5:1, температуре 25°C и постоянном перемешивании в течение 3 часов. Анализ растворов проводили методом ААС (AnalyticJenanoVAA 300).

Результаты представлены в таблице.

Таблица – Результаты выщелачивания при различной концентрации лимонной кислоты

Концентрация $C_6H_8O_7$, г/дм ³	Концентрация металла в растворе, мг/дм ³		
	Ni	Co	Fe
50	188	13	297
100	206	17	294
150	225	22	495

При концентрации 150 г/дм³ наблюдается повышенный переход в раствор железа, в то время как концентрация никеля изменяется несущественно. Извлечение никеля составило ~30%, что совпадает с литературными данными [5].

Была изучена зависимость изменения концентрации металлов в растворе от продолжительности выщелачивания. Выщелачивание проводили при концентрации лимонной кислоты 100 г/дм³. Результаты приведены на рисунке 2.

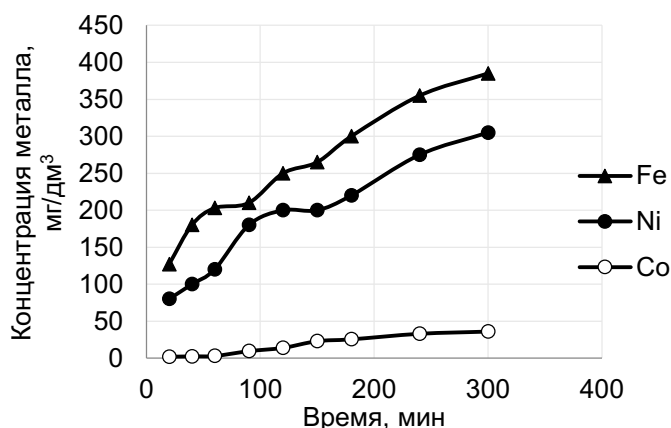


Рисунок 2. Кинетика выщелачивания окисленной никелевой руды в лимонной кислоте

Полученные за 5 часов выщелачивания растворы достаточно бедные, тем не менее, результаты свидетельствуют о принципиальной возможности применения растворов лимонной кислоты для выщелачивания окисленных никелевых руд.

Список использованных источников

1. Елфимова Л.Г. и др. Возможности гидрометаллургической переработки окисленных кобальт-никелевых руд Белининского месторождения //Цветные металлы. 2016.№3. С. 23–30.
2. Hosseini M., Abdollahi H. Dissolution of Nickel and Cobalt from Iron-Rich Laterite Ores Using Different Organic Acids // Journal of Mining and Environment. 2020. – V.11(3). – P. 779-797.
3. Pawlowska A., Sadowski Z. Influence of chemical and biogenic leaching on surface area and particle size of laterite ore // Physicochem. Probl. Miner. Process. 2017. – V. 53. -№2. P. 869–877.
4. McDonald R.G., Whittington B.I. Atmospheric acid leaching of nickel laterites review. Part II. Chloride and bio-technologies // Hydrometallurgy. – 2008. – Vol. 91. – P. 56-69.
5. Valix M., Usai F., Malik R. Fungal bioleaching of low-grade laterite ores // Minerals Engineering. – 2001. – V. 14(2). – P. 197-203.

Leaching of oxidized nickel ores with citric acid solutions

Маковская О.Ю., Икромов Д.И., Фаизulloев Н.С.

The possibility of oxidized nickel ores leaching from the Kulikovskaya group of deposits using citric acid has been studied. The effect of citric acid concentration and leaching duration on process performance was studied. It has been shown that the extraction of nickel into the solution is about 30%.

ФОРМИРОВАНИЕ КОМПАКТНЫХ ИЗДЕЛИЙ НИКЕЛЯ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

А.М. Ахантьева¹, И.Б. Елькин¹, С.В. Наумов¹, М.И. Рябушкин²

¹ ООО «Дельта Инжиниринг и Консалтинг», Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: anastasia.akhantieva@deltaeng.ru

² АО «Кольская ГМК», г. Мончегорск, Российская Федерация

Целью исследования является подбор диэлектрического материала, наносимого на катод для образования «пустых областей», проводящих электрический ток. Ставится задача внедрения технологии производства никелевых ронделей.

Введение. Усовершенствование используемых технологий для повышения качества продукции и сокращения затрат на производство является одним из факторов, позволяющим внедрять новые технологии на производстве. В процессе электроэкстракции никель осаждается на предварительно подготовленные никелевые основы и отгружается в виде острых пластин потребителю, при этом процесс резки металла сопровождается значительными затратами и потерями ценного компонента.

Для получения ронделей в мировой практике используются специальные конструкции катодов, которые состоят из металлической основы, проводящей ток, и нанесенного на нее диэлектрического материала таким образом, чтобы на металлической основе существовали «островки», свободные от диэлектрика, для осаждения никеля в нужной форме. Данная технология является новой для отечественной промышленности, представляет интерес для внедрения в промышленном производстве, однако требует проведения дополнительных исследований. Отдельно стоит отметить, что при получении никеля в виде ронделей массоперенос будет меньше влиять на структуру никеля, тем самым упрощая процесс проведения электролиза или электроэкстракции.

Электроизоляционные материалы для нанесения на основу катода могут быть различны. В основном это будет зависеть от стойкости материала к раствору, в котором происходит процесс электроэкстракции, а также его стоимости. В патентах предлагаются различные материалы для использования в качестве диэлектрика, но не указывается оптимальный. На основе изученной литературы можно сделать вывод о

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

том, что наиболее подходящими диэлектрическими материалами для нанесения на катодную матрицу, являются вещества на основе эпоксидных смол. Изолирующее покрытие для катодных матриц должно обладать следующими свойствами:

- инертность к электролиту;
- достаточная прочность, чтобы выдерживать износ при многократном использовании (снятии ронделей);
- коэффициент расширения, достаточно совместимый металлом, чтобы предотвратить серьезное разделение в результате изменения температуры, возникающего при производстве или эксплуатации;
- высокие адгезионные свойства для прикрепления к металлическому основанию;
- низкое водопоглощение;
- возможность приобретения на рынке РФ и дружественных стран.

Методика эксперимента. В рамках проведения исследований были протестированы 10 образцов диэлектрических покрытий. В таблице указаны их основные свойства.

Таблица - Диэлектрические материалы, протестированные в рамках проведения лабораторных исследований

№ образца	Тип материала	Способ подготовки к нанесению	Способ отверждения	Поставщик
1	На основе эпоксидной смолы	Смешение 2-х компонентов: смолы и отвердителя. Срок жизнеспособности композиции – 1-2 суток.	Сушка при температуре 160°C в течение 4-6 ч.	РФ
2		Смешение 2-х компонентов: смолы и отвердителя. Срок жизнеспособности композиции – 30-40 минут.	Сушка при температуре 160°C в течение 30 минут	РФ
3		Смешение 3-х компонентов: смолы, отвердителя и наполнителя (маршалит). Жизнеспособность композиции – 30-40 минут.	При комнатной (18-25°C) температуре в течение 4-5 ч. Полное отверждение - 7 суток	РФ
4	Краска УФ-отверждения	Не требует предварительной подготовки. При необходимости добавление растворителя с целью понижения вязкости	УФ-лучи 2-3 минуты	Импорт
5	Пластиколь		Сушка при 150°C в течение 10-15 минут	Импорт
6	Сольвентная краска		Отверждение на воздухе за счет испарения растворителя, входящего в состав материала в течение 5 минут. Отверждение при t = 150°C в течение 10-20 сек.	Импорт
7	На основе эпоксидной смолы	Смешение 3-х компонентов: смолы, катализатора и разбавителя. Жизнеспособность композиции 5-6 ч.	Сушка при 150°C ориентировочно в течение 2-3 минут	РФ

8	Грунтовка на основе эпоксидной смолы	Нагрев состава до 35-40°C с целью снижения вязкости при нанесении графаретной печатью	Сушка при 200°C ориентировочно в течение 10 минут.	РФ
9				
10	Фторкаучук	Нанесение поливинилбутирально-фосфатирующих или эпоксидные грунтов на титановую основу. Растворение порошка в смеси растворителей: ацетон, толуол, амилацетат, циклогесанон.	Сушка при температуре 15-25°C в течение 1-2 часов. Далее нагрев покрытия при 80°C - 6 часов, или при температуре 120°C - 3 часа, или при температуре 180°C - 1 час.	РФ

На первом этапе титановые лабораторные катоды с нанесенными образцами покрытий были помещены на 24 ч при комнатной температуре (18-22°C) в раствор электролита следующего состава: Ni^{2+} - 70,91 г/л, SO_4^{2-} - 46,6 г/л, Cl^- - 82,5 г/л, Na^+ - 19,9 г/л, H_2SO_4 - 0,71 г/л.

По итогам проведения первого этапа тестов было выявлено, что от образцов покрытий №2, 3 образовались маслянистые пятна на поверхности раствора, что говорит о прохождении реакции между диэлектрическим составом и раствором электролита, а образцы №4 и 5 отслоились от титановой основы. Поэтому данные образцы не были протестированы в дальнейшем под воздействием электрического тока.

В рамках проведения второго этапа тестов титановые лабораторные катоды с нанесенными образцами покрытий были помещены в ванну электроэкстракции, заполненную раствором электролита при температуре 70°C, поддержание которой осуществлялось с помощью нагревательного элемента.

Циркуляция электролита обеспечивалась с помощью перистальтических насосов.

Лабораторные аноды изготовлены из свинцовой пластины и медной штанги. Подача тока на электроды с источника питания осуществлялась с помощью медных шин.

Во время проведения лабораторных испытаний напряжение было постоянным и поддерживалось на уровне 4 В.

Плотность тока поддерживалась на уровне 120-150 А/м².

На первом этапе испытаний покрытий под воздействием электрического тока образцы тестировались по отдельности в течение 2-х часов для установления видимых изменений покрытия, а также видимого загрязнения электролита в случае протекания реакций взаимодействия диэлектрика и рабочего раствора. Далее покрытия тестировались совместно в течение 5,5 ч.

По итогам проведения второго этапа тестов было выявлено, что на образце покрытия №1 образовался осадок, №6 потерял механическую прочность под воздействием электрического тока. На поверхности материала образца №10 образовались дендриты никеля под воздействием электрического тока, что связано не со свойствами материала, а с некачественным нанесением в связи с высокими требованиями к его приготовлению.

На 3-м этапе исследований для образцов №7-9 проведены полупромышленные испытания на производственной площадке в ваннах электроэкстракции. Образцы тестировались в течение 2-х месяцев. На покрытии №7 через 7 суток под воздействием электрического тока образовались дендриты металла. Образцы покрытий №8 и 9 показали стойкость к электролиту и к воздействию электрического тока в течение 2-х месяцев.

Обсуждение результатов. В ходе проведения экспериментов было установлено, что диэлектрические материалы на основе эпоксидной смолы являются стойкими к раствору никелевого электролита, а также являются наиболее простыми при нанесении покрытия. При этом, различные образцы на основе эпоксидной смолы обладают различными свойствами. Полупромышленные испытания показали стойкость образцов №8 и 9 в течение 2-х месяцев при круглосуточном процессе электроэкстракции, что говорит о возможности применения данных покрытий в промышленном масштабе.

Заключение

1. Товарным видом никеля первого сорта, полученным в результате операций электрорафинирования или электроэкстракции, являются полноразмерные или резанные катоды. Резка металла является трудоемким процессом, а также служит причиной потерь металла в виде обрезки, что снижает его сортность.
 2. Получение компактных изделий (ронделей) из никеля в процессе электроэкстракции позволяет полностью или частично решить проблемы, указанные в пункте 1.
 3. Получение никеля в виде ронделей возможно с помощью применения катодов специальной конструкции, которая представляет собой металлическую основу с нанесенным диэлектрическим покрытием.
 4. В ходе проведения лабораторных и полупромышленных испытаний было подобрано диэлектрическое покрытие отечественного производства на основе эпоксидной смолы, обладающее необходимыми свойствами, что делает возможным применение данной технологии в промышленном масштабе.
-

Formation of compact nickel products during integrated processing of copper-nickel ores

Akhantieva A.M., Yelkin I.B., Naumov S.V., Ryabushkin M.I.

The purpose of the study is to select dielectric material applied to the cathode for the formation of "empty areas" conducting electric current. The task is to implement the technology of nickel rounds production.

АЛЬТЕРНАТИВНЫЙ МЕТОД КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОУРАНОВЫХ РУД

А.А. Шипнигов, А.В. Епифоров, Р.М. Собенников

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация
e-mail: shipn.anton@yandex.ru, epiforov@irgiredmet.ru, rsobenn@gmail.com

В настоящей работе показаны результаты исследований по совместному (одностадиальному) и отдельному (двухстадиальному) кучному выщелачиванию золота и урана из окисленной золотоурановой руды. Извлечение золота для исследуемой руды сопоставимо по всем схемам и в среднем составило 85%, урана – 55%.

В ряде случаев кучное выщелачивание (КВ) золотосодержащих и урановых руд экономически значительно эффективнее, чем другие методы извлечения этих металлов, особенно при разработке месторождений с незначительными запасами руды, а также при переработке лежалых отвалов или бедных забалансовых руд.

Кучное выщелачивание является наиболее приемлемым методом для отработки небогатых золотоурановых месторождений ввиду низких капитальных и эксплуатационных затрат, возможности эффективного контроля состояния окружающей среды и гибкости управления при эксплуатации.

Большое значение для рентабельной переработки золотоурановых руд имеет их комплексное использование с извлечением сопутствующих компонентов

Традиционно золотоурановые руды перерабатывают в две стадии с промежуточными операциями отмывки, закисления или защелачивания. В качестве главного реагента для выщелачивания золота используют – цианид натрия [1], а для урана – серную кислоту [2].

Однако, был определен ряд недостатков применения двухстадиальной последовательности выщелачивания золота и урана:

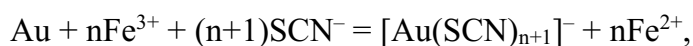
1. Переход из щелочной среды в кислую или наоборот увеличивает расход реагентов (кислоты или щелочи).
2. Двухстадиальная технология, включающая также промежуточные этапы отмывки штабеля, закисление/защелачивания имеет значительную продолжительность полного цикла переработки руды.
3. Совместное применение цианида и серной кислоты на предприятии связано с высокими экологическими рисками.

Для решения этой проблемы в настоящее время ведется поиск альтернативных технологий по переработке золотоурановых руд с применением реагентов, которые способны работать в одной среде. При этом выщелачивание золота и урана осуществляется совместно (одновременно) без промежуточных стадий.

Одним из перспективных направлений в решении данной задачи является

совместное выщелачивание золота и урана в серноокислых средах с использованием нецианидных растворителей золота – тиоцианатов [3].

Оптимальные условия серноокислотно-тиоцианатного выщелачивания золота сопоставимы с серноокислотным выщелачиванием урана: $\text{pH} = 1-3$, $E_h = 450-550$ мВ [4]. Окислителем золота являются ионы трехвалентного железа Fe^{3+} . Растворение золота тиоцианатом протекает с образованием ионов $[\text{Au}(\text{SCN})_2]^-$ и $[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$ по реакции:



где $n = 1$ или 3

Целью данной работы являлось сравнение показателей извлечения золота и урана с использованием последовательного и совместного кучного выщелачивания золотоурановой руды одного из месторождений РФ. Проба на 98% состоит из литофильных компонентов со значительным преобладанием оксида кремния – 79,5%. Основными минералами, обладающими кристаллическим строением, являются плагиоклазы, КПШ, кварц и амфиболы. Содержание золота в пробе 0,8 г/т, урана – 266 г/т, что характеризует исследуемую пробу, как бедную по урану. Из рудных компонентов в количестве 3,01% присутствует железо, в основном в окисленной форме. Проба относится к убогосульфидному типу руд [5].

Исследования по двух- и одностадийному КВ золота и урана проводили на руде, дробленной до крупности минус 40+0 мм, загруженной в полипропиленовую перколяционную колонну диаметром 300 и высотой 2000 мм. Масса руды в колонне составляла 180 кг. Температура в процессе испытаний находилась в пределах 17-25°C. Плотность орошения руды составляла 10 $\text{дм}^3/\text{м}^2$ в час.

Исследования по КВ золота и урана в две стадии [6] проводили по двум схемам («Au-U» и «U-Au»). При реализации схемы «Au-U» после выщелачивания золота производили отмывку от цианида с последующим закислением руды для выщелачивания урана. При реализации схемы «U-Au» после выщелачивания урана производили отмывку от остаточной кислоты с последующим защелачиванием руды для выщелачивания золота цианидными растворами. В обеих схемах выщелачивание урана проводили при концентрации серной кислоты 5 $\text{г}/\text{дм}^3$ при $\text{pH}=1,6-1,8$; выщелачивание золота при концентрации цианида 0,5 $\text{г}/\text{дм}^3$ при $\text{pH}=10,5-11,0$ (с добавлением NaOH). Выщелачивание золота осуществляли в замкнутом цикле с сорбцией на экструдированный активированный уголь «NoritRO 3515», выщелачивание урана проводили в замкнутом цикле с сорбцией на сильноосновный макропористый анионит «D201».

Совместное (в одну стадию) КВ [7] проводили с предварительным закислением руды в колонне серноокислыми растворами с концентрацией 10 $\text{г}/\text{дм}^3$ до появления кислой реакции в маточных растворах. После этого в раствор подавали тиоцианат калия (KSCN марки ХЧ). Этот момент был принят за начало выщелачивания золота и урана. Выщелачивание проводили при следующих условиях: концентрация H_2SO_4 – 5 $\text{г}/\text{дм}^3$, концентрация SCN^- – 0,5 $\text{г}/\text{дм}^3$, E_h – 490-510 мВ, концентрация ионов Fe^{3+} – 1,0-

1,5 г/дм³. Источником ионов железа служили кислоторастворимые минералы, содержащиеся в руде. В качестве окислителя ионов Fe²⁺ использовали перекись водорода (35%).

Пилотные испытания выполнялись в замкнутом цикле с отдельной сорбцией золота и урана [8]. Сначала из раствора проводили селективную сорбцию золота на активированный уголь, загруженный в сорбционные колонки. Т.к. сульфат уранила в кислых средах инертен к активированным углям, урансодержащие растворы после сорбции золота поступали в колонки с сильноосновным макропористым анионитом «D201» для сорбции урана.

Сводные показатели совместного серноокислотно-тиоцианатного и традиционного кучного выщелачивания золота и урана из окисленной золотоурановой руды представлены в таблице.

Таблица – Сводные средние показатели пилотных испытаний

Метод КВ	В хвостах		Извлечение, %		Расход реагентов, кг/т				
	Au	U	Au	U	NaCN	NaOH	KSCN	H ₂ SO ₄	H ₂ O ₂
Au-U	0,12	123,3	85,0	53,6	0,48	0,79	-	10,8	-
U-Au	0,13	124,7	83,8	53,1	0,27	2,42	-	7,9	-
Совместная	0,11	119,1	86,3	55,2	-	-	5,9	10,5	4,6

Показано, что технология совместного кучного выщелачивания золота и урана серноокислыми тиоцианатными растворами позволяет эффективно перерабатывать исследуемую руду. Показатели извлечения золота и урана сопоставимы с показателями, полученными в ходе пилотных испытаний по кучному выщелачиванию исследуемой руды по стандартной технологии отдельного извлечения данных металлов с использованием серноокислых и цианидных растворов в две стадии. Извлечение золота для исследуемой руды в среднем составило 85%, урана – 55%.

Список использованных источников

1. Плаксин И.Н. *Металлургия благородных металлов*. Металлургиздат, 1958 г., 367 с.
2. Фазлуллин М.И. *Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов*. Т.1. Издательский дом Руда и металлы, Москва, 2005 г., 407 с.
3. Aylmore, M G, 2016. *Alternative Lixivants to Cyanide for Leaching Gold Ores*. / *Gold Ore Processing. Project Development and Operations*, chapt. 27, p 447–484
4. Кононова О.Н., Холмогоров А.Г., Кононов Ю.С. *Сорбционное извлечение золота из растворов и пульп. Химизм процесса, селективность, технология*. – Красноярск: Сиб. Федер. Ун-т. 2011. – 200 с.
5. Лодейщиков В.В., Васильева А.В. *Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота*. - М.: *Металлургия* 1973. – 288 с.
6. Шипнигов А.А.и др. *Кучное выщелачивания золота и урана из окисленной золотоурановой руды // Рациональное освоение недр*. 2022. № 2. С. 44–49.
7. Шипнигов А.А.и др. *Кучное серноокислотно-тиоцианатное выщелачивание золота и урана // IPolytech Journal*. 2023. Т. 27. №4. С. 821-828.

8. Патент 2791113 РФ: Способ извлечения золота и урана из серноокислых растворов/Шипнигов А.А., Мусин Е.Д., Епифоров А.В.; АО «Иргиредмет». МПК С22В 11/00, С22В 60/02, С22В 3/24, С22В 15/04 - Заявл. 28.06.2021; Оpubл. 02.03.2023. Бюл. №7

Alternative heap leaching method for gold-uranium ores

Shipnigov A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M.

This paper shows the results of combined (single-stage) and separate (two-stage) heap leaching of gold and uranium from oxidized gold-uranium ore. Gold and uranium recoveries from studied ore are comparable for all tested schemes and were 85 and 55% respectively.

БИООКИСЛЕНИЕ УПОРНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА В НЕБЛАГОПРИЯТНЫХ УСЛОВИЯХ*

***А.Г. Булаев, А.В. Артыкова, А.М. Дюбарь, Ю.А. Елкина, А.В. Колосов, В.С. Меламуд,
А.В. Нечаева, А.В. Марданов***

Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН (ФИЦ Биотехнологии РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: bulaev.inmi@yandex.ru

В данной работе была показана возможность нивелировать негативное воздействие на биоокисление сульфидного пирит-арсенопиритного концентрата повышения плотности пульпы и температуры с помощью применения диоксида углерода в качестве источника углерода для ацидофильных микроорганизмов.

Реакторное биоокисление применяется для повышения извлечения золота из упорных пирит-арсенопиритных сульфидных концентратов [1–3]. В основе биогидрометаллургической переработки сульфидных концентратов лежит процесс биоокисления сульфидных минералов аэробными ацидофильными железо- и сероокисляющими микроорганизмами. Промышленные процессы биоокисления сульфидных концентратов осуществляются при температурах 40–45°C из-за выделения тепла при биоокислении минералов, поэтому в микробных сообществах, которые формируются в процессах биоокисления, преобладают различные термотолерантные и умеренно-термофильные ацидофильные микроорганизмы [2, 3]. Результаты ряда исследований показывают, что дополнительные источники углерода (в виде органических субстратов или диоксида углерода) позволяет интенсифицировать процессы биоокисления сульфидных концентратов, а также влияет на состав микробных сообществ и позволяет снижать ингибирующий эффект негативных факторов, таких как повышение температуры пульпы реакторов [2, 3].

* Работа выполнена при поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках Государственного задания ФИЦ Биотехнологии РАН

Задачей данной работы было исследовать возможность нивелировать негативное воздействие на процесс биоокисления сульфидного пирит-арсенопиритного концентрата таких факторов как повышение плотности пульпы и температуры с помощью использования дополнительного источника углерода (диоксида углерода).

В экспериментах использовали упорный сульфидный концентрат, основными сульфидными минералами которого были пирит (48%) и арсенопирит (13%), концентрат содержал: сульфидного железа (Fe_s) – 26,9%, сульфидного мышьяка (As_s) – 6,0%, сульфидной серы (S_s) – 25,0%, а также 43,0 г/т золота.

Для проведения экспериментов использовали технологические параметры близкие к параметрам процессов, проводимых в промышленных условиях, а также «стрессовые условия», когда температуру и плотность пульпы резко повышали, создавая неблагоприятные условия для биоокисления. Процесс биоокисления концентрата проводили в лабораторных реакторах с рабочим объемом 1.0 л при следующих параметрах: аэрация – 5 л/мин, скорости вращения турбинной мешалки – 500 об./мин, время пребывания – 5 сут., температура – 40°C (в «нормальных условиях») и 50°C (в «стрессовых условиях»), плотность пульпы (Т : Ж) составляла 1 : 10 (100 г концентрата на 1000 мл жидкой среды) в «нормальных условиях» и 1 : 5 (200 г концентрата на 1000 мл жидкой среды) в «стрессовых условиях».

Для определения влияния диоксида углерода на процесс биоокисления в пульпу реакторов осуществляли подачу CO_2 (примерно 0.01 л/мин) с помощью редукторов с ротаметром У-30П (Brima, КНР). Эксперименты проводили параллельно в двух контрольных реакторах, в которые не подавали углекислоту, и в двух реакторах, в которые подавали углекислоту. В качестве инокулята использовали смешанную пульпу биореакторов, полученную в процессе биоокисления того же сульфидного концентрата при температурах 40–50°C в проточном режиме [4].

Для анализа активности процесса биовыщелачивания отбирали пробы жидкой фазы пульпы реакторов, в которых определяли рН, окислительно-восстановительный потенциал (Eh), содержание двух- и трехвалентного железа с помощью трилонометрического титрования, мышьяка – с помощью атомно-абсорбционного спектрометра КВАНТ-2мт (Кортэк, Россия), проводили количественный учет микроорганизмов с помощью микроскопа Ampival ($\times 1600$) (Carl Zeiss, Германия). Состав микробных сообществ определяли с высокопроизводительного секвенирования V3-V4 переменных фрагментов генов 16S рРНК [4]. Содержание железа, мышьяка и серы в пробах твердой фазы проводили на рентгенофлуоресцентном спектрометре Thermo ARL Perform'x Sequential XFRF (Thermo Fisher Scientific, США).

Результаты экспериментов представлены в таблицах 1–4.

Было показано, что в «нормальных условиях» влияние дополнительного диоксида углерода на биоокисление было крайне незначительным, что показано как анализом параметров жидкой фазы реакторов (таблица 1), так и анализом степени окисления сульфидных минералов концентрата (таблица 3). При этом в «стрессовых условиях», активность биоокисления сульфидных минералов в значительной степени снизилась, по

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

сравнению с «нормальными» (таблицы 2 и 3), однако применение диоксида углерода позволило частично нивелировать негативные эффекты изменения условий процесса.

Таблица 1 — Усредненные значения параметров жидкой фазы пульпы реакторов биоокисления в «нормальных условиях»

Реактор	Плотность пульпы (Т:Ж)	Т, °С	CO ₂	pH	Eh, мВ	Fe ³⁺ , г/л	Fe ²⁺ , г/л	Fe _{сумм} , г/л	N×10 ⁷ , кл/мл
1	1 : 10	40	+	0,98± 0,06	776± 13	26,98± 1,95	0,09± 0,12	27,07± 1,91	198± 65
2	1 : 10	40	-	0,98± 0,03	783± 18	26,28± 1,85	0,14± 0,30	26,42± 1,74	157± 47
3	1 : 10	40	+	0,94± 0,07	785± 9	27,00± 1,61	0,04± 0,10	27,04± 1,61	181± 72
4	1 : 10	40	-	0,92± 0,06	775± 14	23,67± 2,11	0,16± 0,20	23,83± 2,00	124± 25

Таблица 2 — Усредненные значения параметров жидкой фазы пульпы реакторов биоокисления в «стрессовых условиях»

Реактор	Плотность пульпы (Т:Ж)	Т, °С	CO ₂	pH	Eh, мВ	Fe ³⁺ , г/л	Fe ²⁺ , г/л	Fe _{сумм} , г/л	N×10 ⁷ , кл/мл
1	1 : 5	40	+	0,86± 0,06	733± 10	25,20± 1,97	0,95± 0,46	26,15± 1,58	223± 40
2	1 : 5	40	-	1,09± 0,09	668± 13	15,18± 2,86	4,09± 0,96	19,26± 2,13	150± 49
3	1 : 10	50	+	1,09± 0,07	684± 17	10,36± 1,94	1,51± 1,35	11,87± 1,45	12±8
4	1 : 10	50	-	1,30± 0,06	663± 3	2,58± 0,62	2,58± 0,62	5,15±1 ,25	7±4

Таблица 3 — Степень окисления сульфидных минералов концентрата

Режим	Реактор	Арсенопирит (FeAsS)	Пирит (FeS ₂)
"Нормальные условия"	1	97,4	81,0
	2	97,1	75,6
	3	97,1	81,1
	4	97,2	74,3
"Стрессовые условия"	1	89,8	45,7
	2	69,9	23,5
	3	64,0	28,8
	4	58,6	26,5

Анализ микробных популяций биореакторов (таблицы 1, 2 и 4) показал, что в стрессовых условиях применение диоксида углерода в «стрессовых условиях» привело как к увеличению общей численности клеток микроорганизмов по сравнению с

контрольными реакторами, так и изменению количественных соотношений между разными группами микроорганизмов. Таким образом, очевидно, что использование дополнительного диоксида углерода в «стрессовых условиях» оказывало влияние на микробные популяции биореакторов, что, в свою очередь, влияло и на скорость окисления сульфидных минералов.

Таблица 4 - Результаты анализа микробных популяций биореакторов
(% последовательностей фрагментов генов 16S рРНК основных групп микроорганизмов)

Группа микроорганизмов	Инокулят	«Нормальные условия»				«Стрессовые условия»			
		реактор				реактор			
		1	2	3	4	1	2	3	4
Acidithiobacillus	13,1	10,9	13,9	14,4	37,1	46,3	17,3	4,0	38,0
Sulfobacillus	85,6	3,4	1,1	1,7	1,6	0,5	0,0	91,1	47,5
Leptospirillum	0,0	0,0	0,0	0,0	0,2	0,0	0,0	0,3	2,1
Ferroplasma	1,3	85,6	84,9	83,8	60,6	53,1	82,4	1,4	6,5
A-plasma	0,0	0,0	0,1	0,1	0,0	0,0	0,1	2,8	0,1
Ацидофильные микроорганизмы (всего)	100,0	100,0	100,0	100,0	99,9	100,0	100,0	99,8	94,3
Прочие микроорганизмы	0,0	0,0	0,0	0,0	0,1	0,0	0,0	0,2	5,7

Таким образом, результаты, полученные в данной работе, а также их сопоставление с результатами наших предыдущих работ [2, 3] позволяют заключить, что использование дополнительных источников углерода позволяет контролировать активность микроорганизмов в процессах биоокисления сульфидных концентратов.

Список использованных источников

1. Mahmoud A., Cezac P., Hoadley A.F.A. et al. A review of sulfide minerals microbially assisted leaching in stirred tank reactors // International Biodeterioration & Biodegradation. — 2017. V.119. PP. 118–146.
2. Bulaev A., Boduen A. Carbon sources as a factor determining the activity of microbial oxidation of sulfide concentrate at elevated temperature // Minerals. 2022. V. 12. — 110.
3. Bulaev A., Kadnikov V., Elkina Y. et al. Shift of microbial population of bioleach reactors determined by carbon sources and temperature // Biology. — 2023. 12. 1411.

Biooxidation of refractory gold concentrate under unfavorable conditions

Bulaev A.G., Artykova A.V., Dubar A.M., Elkina Yu.A., Kolosov A.V., Melamud V.S., Nechaeva A.V., Mardanov A.V.

In the present work, possibility of neutralizing the negative impact of increased pulp density and temperature on the biooxidation of sulfide pyrite-arsenopyrite concentrate by using carbon dioxide as a carbon source for acidophilic microorganisms was demonstrated.

ПЕРЕРАБОТКА МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ ПОДЗЕМНЫХ РАССОЛОВ НЕФТЕГАЗОНОСНОГО БАСЕЙНА ИРКУТСКОЙ ОБЛАСТИ

Е.В. Зелинская, В.В. Барахтенко

Иркутский национальный исследовательский технический университет (ИРНИТУ),
г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: barakhtenkov@gmail.com*

В Восточной Сибири имеется большой минерально-сырьевой потенциал, в том числе за счет значительного запаса богатых гидроминеральных ресурсов, промышленная переработка которых в настоящий момент не ведется. Однако в настоящий момент рядом компаний планируются проекты по добыче ценных компонентов из подземных вод. В работе показана перспектива переработки многокомпонентных подземных рассолов нефтегазоносного бассейна Иркутской области.

Основные запасы такого стратегического сырья содержат пластовые рассолы нефтегазоконденсатных месторождений Сибирской геологической платформы. Подземные рассолы Иркутской области характеризуются уникальным составом с высоким содержанием ценных компонентов: литий, рубидий, стронций, бром, кальций, магний, калий, бор, йод. Разработка технологии комплексной переработки подземных рассолов Восточной Сибири имеет широкие перспективы. Переработка подземных рассолов с получением указанных ценных компонентов экономически целесообразна и обоснована [1, 2]. При этом есть факторы, усложняющие технологию переработки пластовых рассолов, к ним относят высокую минерализацию, значительное количество компонентов в составе, в также соотношения их содержаний. Для разработки комплексных способов и походов переработки гидроминерального сырья Иркутской области требуется изучение их свойств [3, 4].

На сегодня одним из наиболее стратегически важных элементов, который содержится в подземных рассолах, является литий. Это связано с ограничением импорта литийсодержащего сырья из стран Южной Америки, поскольку в настоящий момент в России действуют перерабатывающие предприятия, использующие только импортное сырье.

В России много месторождений стронция, но добычей в настоящий момент не занимаются, месторождения законсервированы или заброшены. Россия активно экспортирует стронций у Ирана, Южной Америки, Турции и Китая. В то же, ситуация начала меняться в Удмуртии: Чепецкий механический завод в 2023 г. произвел первую партию стронция.

Также как и литий и стронций, редкий щелочной металл рубидий в России сейчас не добывается, не смотря на имеющиеся ресурсы, так, например, по данным Центрсибнедра запасы Баянкольского месторождение Тувы составляют свыше 22,9 тыс. тонн рубидия.

Необходимость комплексной переработки богатого гидроминерального сырья

обоснована потребностью в создании собственной добычи редких металлов. В «Стратегии развития металлургической промышленности Российской Федерации на период до 2030 года», утвержденной распоряжением Правительства РФ от 28 декабря 2022 г. № 4260-р поставлена цель по импортозамещению редких и других металлов. В крупных проектах добычи редких металлов планируется участие «Ростех», «Росатом», «Норникель», «Газпром» и других корпораций.

Также промышленный интерес представляют кальций, магний, калий, бром, бор и йод. Вопрос комплексного извлечения с получением максимального количества промышленно востребованных продуктов может быть решен на основании технико-экономических расчетов и маркетингового анализа.

Накоплен значительный опыт получения ценных компонентов и востребованных на рынке продуктов в ходе выполнения научно-экспериментальных работ, проводимых в направлении изучения возможности технологически эффективной и рентабельной переработки подземных рассолов. При этом оценка перспектив освоения гидроминерального сырья указывает на необходимость реализации комплексных схем.

В качестве примеров можно привести ряд принципиальных технологических схем, указывающих на потенциальную возможность реализации комплексных технологий с получением набора товарных продуктов.

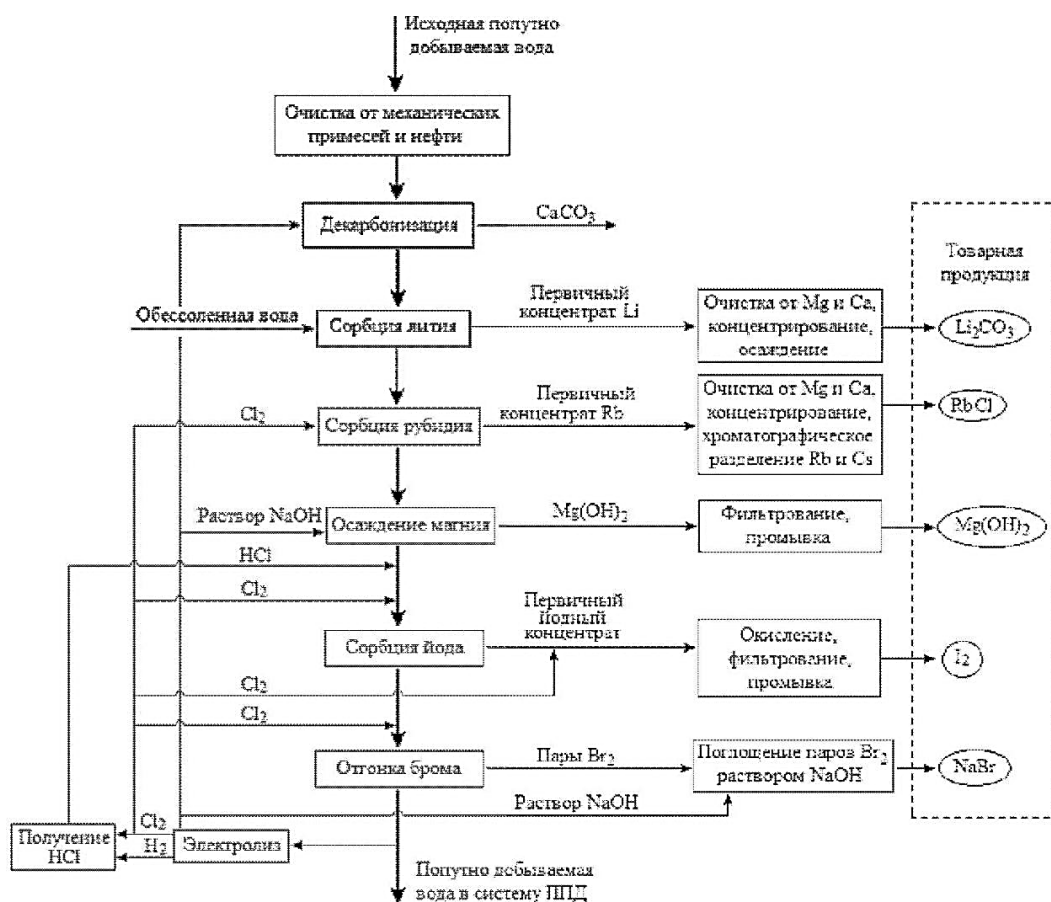


Рисунок. Принципиальная технологическая схема комплексной переработки природного рассола [5]

В качестве базовой может быть взята известная технология (рисунок) [5] комплексной переработки гидроминерального сырья, природных рассолов или попутно добываемых вод нефтяных месторождений, с получением соединений лития, рубидия, магния, йода, брома.

Способ включает предварительную очистку воды от механических примесей и нефти с последующим последовательным извлечением магния, лития, йода и брома. Согласно схеме литий и йод извлекают методом селективной сорбции, магний – осаднением, бром – воздушной десорбцией, с последующим использованием попутно добываемой воды в системе поддержания пластового давления нефтяных месторождений.

Пластовую воду после корректировки pH направляют в систему поддержания пластового давления для повторной закачки в пласт. Описанная схема позволяет увеличить степень извлечения полезных компонентов из природных рассолов или попутно добываемых вод нефтяных месторождений.

В ИРНИТУ пробована принципиальная технологическая схема получения карбоната лития, брома и кальция хлористого технического. В работе авторами проведен анализ технологических параметров и материального баланса с целью предложения рекомендаций по повышению эффективности технологической схемы.

Схема основана на сорбционно-осадительной технологии получения литиевой продукции и применении методов паровой десорбции для получения брома. Согласно схеме технология получения карбоната лития включает последовательно следующие технологические операции: водоподготовку с целью очистки исходного рассола от механических примесей, железа, бикарбонатов с последующей фильтрацией примесей; сорбцию лития на сорбционно-десорбционных колоннах с промежуточной промывкой для удаления остатков рассола перед десорбцией; очистку от кальция и магния осаднением карбонатом лития (либо карбонатом натрия); концентрирование элюата, содержащего хлорид лития методом упаривания; получение карбоната лития осаднением карбонатом натрия; промывку и сушку карбоната лития. Технология получения брома по данной схеме включает последовательно технологические операции: подогрева исходного рассола; окисление бромида до газообразного брома хлором, паровую десорбцию брома и рафинирование паробромной смеси в колонне паровой десорбции; конденсацию паробромной смеси; разделение брома и бромной воды. Анализ данной технологической схемы выявил операции, технологические условия, технологические показатели, требующие экспериментального подтверждения, уточнения и оптимизации. Например, необходимо проведение дополнительных исследований по выявлению состава образующегося в ходе операций осадка, добавление в схему операций по подготовке сорбента, дополнительный расчет объемов емкостей и другие операции.

Анализ известных технологий, в том числе описываемых в данной работе, показывает, что с учетом специфических условий, характерных для рассолов Сибирской геологической платформы, таких как, географические и климатические

факторы, состав и свойства подземного флюида, потребности рынка, в качестве приоритетных технологий переработки могут быть предложены сорбционные (ионообменные), и в ряде случаев, осадительные методы, как для основных процессов, так и для доочистки продуктов. Данные технологии требуют экспериментального подтверждения и оптимизации.

Методы электродиализа, экстракции, вакуум-концентрирования, возгонки могут быть рекомендованы в случае низкой эффективности других способов на основе проведенных исследований.

Выбор приоритетных для извлечения компонентов и, соответственно технологических схем, зависит от самого сырья, эффективности технологий, от конъюнктуры рынка и т.д. Сложность технологических схем и условий проведения отдельных операций требует проведения тщательных исследований принципиальной возможности извлечения компонентов теми или иными способами.

Для обоснования организации производства по извлечению промышленно ценных компонентов необходимо учитывать значения концентраций потенциально извлекаемых компонентов в рассолах, эксплуатационные запасы подземных вод, дебет рассолов, эффективность технологии, цену и рыночные факторы.

Список использованных источников

1. Алексеев С.В., Алексеева Л.П., Вахромеев А.Г. и др. Литиеносные подземные воды Иркутской области и Западной Якутии // Горный журнал. - 2012. - № 2. - С. 8-13.
 2. Анциферов А.С. Ресурсы уникальных хлоридных кальциевых рассолов Сибирской платформы и проблемы их промышленного освоения // Разведка и охрана недр. 2004. № 8–9. С. 30–32.
 3. Зелинская Е.В. Теоретические аспекты селективного извлечения микрокомпонентов из подземных рассолов Сибирской платформы // Вестник Иркутского государственного технического – 2003 - № 1 (13) –С. 91-98.
 4. Алексеев С.В. и др. Литиевые подземные воды Иркутской области и Западной Якутии // Химия в интересах устойчивого развития. - 2012. - № 20. - С. 27-33.
 5. Патент 2724779 РФ: Способ комплексной переработки попутных вод нефтяных месторождений /Сахабутдинов Р.З., Губайдулин Ф.Р., Кудряшова Л.В. и др., 2020.
-

Processing of multicomponent natural underground brines from the oil and gas basin of the Irkutsk region

Zelinskaya E.V., Barakhtenko V.V.

Eastern Siberia has a large mineral resource potential, including due to a significant reserve of rich hydromineral resources, the industrial processing of which is not currently carried out. However, at the moment, a number of companies are planning projects for the extraction of valuable components from groundwater. The paper shows the prospect of processing multicomponent underground brines of the oil and gas basin of the Irkutsk region.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА СУЛЬФИДИЗИРУЮЩЕГО ОБЖИГА ТРУДНООБОГАТИМОЙ ОКИСЛЕННОЙ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

П.А. Гуляшинов, И.П. Дашиев, И.Г. Антропова

Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН (БИП СО РАН),
г. Улан-Удэ, Российская Федерация, e-mail: gulpasha@mail.ru

Установлено, что при совместном обжиге окисленной свинцово-цинковой руды с труднообогатимой сульфидной рудой, характеризующейся тесным взаимным прорастанием тонкозернистых сульфидов Fe, Zn, Pb, происходит селективное окисление пирита, сопровождающееся дезинтеграцией взаимопросохших сульфидов Pb, Zn и сульфидирование окисленных минералов. Показана возможность практически полной утилизации SO₂ в отходящих газах за счет добавки в шихту оксида кальция, который эффективно связывает сернистый газ в огарке с получением ангидрита CaSO₄.

В настоящее время в стадии подготовки к разработке находится Озерное месторождение полиметаллических руд, расположенное за пределами охранных зон озера Байкал. Месторождение Озерное является вторым по запасам цинка в России и восьмым - в мире и отличается благоприятными условиями отработки, удобным географо-экономическим и экологическим положением. Запасы полиметаллических руд месторождения оцениваются почти в 157 млн. т при среднем содержании цинка 6,16%, свинца - 1,17%, кадмия - 0,017%, серебра - 35 г/т. Ввод в эксплуатацию обогатительного комбината Озерного месторождения с мощностью 6 млн. т руды в год запланирован в 2024 г.

Озерное месторождение является комплексным и основную промышленную ценность его составляют колчеданно-полиметаллические руды [1-5]. Однако сульфидные руды Озерного по минеральному и фазовому составу являются неоднородными и сложными, характеризуются увеличением доли труднообогатимых руд с тонкой вкрапленностью минералов свинца, цинка, железа и повышенным содержанием тонких сростаний сульфидных минералов.

Главные рудные минералы — пирит FeS₂ и сфалерит ZnS, менее распространен галенит PbS. Зона окисления мощностью 20-30 м. развита на месторождении повсеместно. По зонам разломов она развивается до глубины 50-70 м. [1, 4]. В составе окисленных руд преобладают гидроксиды железа, свинец и цинк преимущественно представлены сульфатами, оксидами и карбонатами. Содержание свинца в окисленных рудах изменяется от 0,3 до 20%, цинка от 0,3 до 1,8%. Для месторождения проектировщиками предложена флотационная схема обогащения сульфидных руд. Запасы окисленных руд составляют 5788 тыс. тонн, и из-за отсутствия рациональной технологии эти руды пока планируют складировать в контуре карьера месторождения Озерное в отдельный склад окисленных руд под открытым небом.

В работе впервые исследован процесс сульфидизирующего обжига

труднообогатимой окисленной свинцово-цинковой руды Озерного месторождения с использованием тонкозернистой сульфидной свинцово-цинковой руды того же месторождения в качестве сульфидизатора и добавкой оксида кальция.

Изучение взаимодействия окисленной руды с сульфидной осуществлялось с помощью термического анализа и их совместным обжигом с последующим анализом огарков методом РФА. Количество сульфидной свинцово-цинковой руды (сульфидизатор) варьировали от 10 до 30% от массы шихты. Теоретически обосновано и экспериментально подтверждено, что при совместном обжиге плюмбозинкородитсодержащей окисленной руды с труднообогатимой сульфидной рудой, характеризующейся тесным взаимным прорастанием тонкозернистых сульфидов Fe, Zn, Pb, происходит селективное окисление пирита, сопровождающееся дезинтеграцией взаимопроросшихся сульфидов Pb, Zn и сульфидирование окисленных минералов. Сульфидообразование не ограничивается образованием тонких пленок, а происходит по всему объему зерен кислородных минералов свинца и цинка. По данным анализов огарков основными продуктами взаимодействий являются ZnS, PbS, Fe₃O₄, Fe₂O₃, что значительно облегчит дальнейшее флотационное обогащение.

Количественный и качественный анализ отходящих газов пиросульфидирования выявил наличие сернистого газа SO₂. Показано, что одним из перспективных и дешевых способов утилизации отходящих газов от SO₂ при малых его концентрациях может явиться связывание вредного компонента в огарке с образованием слаборастворимых в воде соединений за счет добавки в шихту недорогих реагентов.

Список использованных источников

1. Нефедьев М.А. Объемная модель и оценка перспектив Озернинского рудного узла по геофизическим данным (Западное Забайкалье). — Улан-Удэ: БНЦ СО РАН, 2009. 184 с.
 2. Gordienko I.V. Strategic minerals resources of the Republic of Buryatia: current state and development prospects // Earth sciences and subsoil use. 2020;43(1):8-35. (In Russ.)
 3. Дистанов Э.Г. и др. Текстуры и структуры гидротермально-осадочных колчеданно-полиметаллических руд Озерного месторождения. — Новосибирск: Наука, 1975. 72 с.
 4. Ковалев К.Р. Бусленко А.И. Гидротермально-осадочный рудогенез и полиметаморфизм руд Озернинского рудного узла (Западное Забайкалье). - Новосибирск: Наука, 1992. 214 с.
 5. Gordienko I.V., Nefed'ev M.A. The Kurba-Eravna ore district of Western Transbaikalia: geological and geophysical structure, types of ore deposits, predictive assessment, and mineral-resource potential // Geology of Ore Deposits. 2015. Vol. 57. (2). P. 101-110.
-

Improvement of the process of sulfidizing firing of difficult-to-enrich oxidized lead-zinc ore

Gulyashinov P.A., Dashiev I.P., Antropova I.G.

It was found that during the joint firing of oxidized lead-zinc ore with a difficult-to-enrich sulfide ore characterized by close mutual germination of fine-grained sulfides Fe, Zn, Pb, selective oxidation of pyrite occurs, accompanied by the disintegration of interpenetrated sulfides Pb, Zn and sulfidation of oxidized minerals. The possibility of almost complete utilization of SO₂ in waste gases is shown due to the addition of calcium oxide to the charge, which effectively binds sulfur dioxide in the cinder to produce CaSO₄ anhydrite.

ПЕРЕЧИСТКА УГЛИСТОГО КОНЦЕНТРАТА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СОРБЦИОННО-АКТИВНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

А.И. Богудлова, Г.И. Войлошников

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов»
(АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: *Bogudlova@irgiredmet.ru*

Представлены результаты исследований по флотационному выделению углистого вещества из сорбционно-активной золотосодержащей руды с содержанием органического углерода 0,16%. С целью снижения потерь золота с углистым концентратом предложена его флотационная перечистка при добавлении извести. Восстановление оптимального уровня pH для последующей сульфидной флотации осуществляется серной кислотой, которая в промышленной переработке может быть заменена растворами автоклавного или бактериального вскрытия.

С целью нейтрализации сорбционных свойств углистых веществ при цианировании золотосодержащих руд и продуктов перспективными для переработки руд, содержащих углистое вещество, представляются комбинированные гравитационно-флотационные схемы с получением сначала селективного углистого концентрата, а затем золотосульфидного или с получением коллективного золотосульфидного углеродсодержащего флотоконцентрата и выделением из него углистой составляющей.

Наиболее оптимальными условиями угольной флотации является максимальное извлечение $C_{орг}$ при минимально возможном извлечении золота. Для малосульфидной золотосодержащей руды с массовой долей органического углерода 0,15% разработан реагентный режим флотации углистого вещества с использованием собирателей углерода - керосина и бутилового спирта при расходе каждого 100 г на тонну руды.

В результате выполнения замкнутых циклов на золотосодержащей руде с массовой долей органического углерода 0,15% по вариантам с предварительной угольной флотацией и без нее показано, что введение угольной флотации позволяет сократить выход сульфидного концентрата от 7,2 до 5,4%, снизить содержание $C_{орг}$ в сульфидном концентрате от 0,77 до 0,24%.

С целью снижения потерь золота с углистым концентратом проведены исследования по его перечистке. Перечистка углистого концентрата без введения дополнительных реагентов позволила снизить выход концентрата до 0,54%. При этом массовая доля $C_{орг}$ возросла до 10,5%, как и содержание золота - до 20 г/т. В дальнейшем, для депрессии сульфидов в перечистку углистого концентрата подавалась известь (pH-12,5) и промпродукт перечистки углистого концентрата направлялся на II перечистку сульфидного концентрата. Для восстановления оптимального уровня pH во II перечистке сульфидного концентрата промпродукт перечистки углистого концентрата обрабатывался серной кислотой, которая в промышленной переработке может быть заменена растворами автоклавного или бактериального вскрытия.

В результате введения перечистки углистого концентрата его выход снизился от 1,8 до 0,4%, а массовая доля органического углерода возросла от 2,19 до 9,9%. Потери золота с углеродным концентратом при этом составляют 3,8%. Массовая доля углерода в сульфидном концентрате составляет 0,42%.

Recleaning of carbonaceous concentrate during the processing of preg-robbing gold bearing ores

Bogudlova A.I., Voiloshnikov G.I.

The results of study on the flotation removal of carbonaceous matter from preg-robbing carbonaceous gold-bearing ore with an organic carbon content of 0.16 % are presented. In order to reduce the loss of gold with carbonaceous concentrate, it is proposed to reclean it by flotation when lime is added. Maintaining of the optimal pH level for sulfide flotation is carried out with addition of sulfuric acid, which can be replaced by POX or Biox solutions in industrial processing.

ПЕРЕРАБОТКА СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ПОСРЕДСТВОМ СУЛЬФАТИЗИРУЮЩЕГО ОБЖИГА

А.Ю. Соколов, А.Г. Касиков

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: aiu.sokolov@ksc.ru

В работе представлены данные о сульфатизирующем обжиге медных концентратов различного фазового состава. Установлена возможность применения сульфатизирующего обжига для переработки халькопиритового концентрата, однако он не позволяет эффективно переработать концентраты, содержащие сульфиды меди.

Сульфатизирующий обжиг применяют в гидрометаллургии меди для перевода извлекаемых металлов в водорастворимые сульфаты, а железа – в нерастворимые в воде оксиды [1]. Сульфатизирующий обжиг проводят при температурах ниже температур окислительного обжига, с тем чтобы предупредить диссоциацию сульфатов извлекаемых металлов. Сульфаты железа достаточно полно разлагаются при температуре около 550°C, сульфаты меди – при температуре выше 600°C [2]. Несмотря на перспективность метода и более простое аппаратное оформление по сравнению с окислительным обжигом, сульфатизирующий обжиг не нашёл широкого применения для переработки медных концентратов. Однако, несмотря на прогрессивные тенденции развития гидрометаллургии меди, сульфатизирующий обжиг пока не нашел широкого промышленного использования для переработки сульфидных медных концентратов [2].

Целью данной работы является сравнение эффективности переработки

сульфидных медных концентратов различного состава и генезиса посредством сульфатизирующего обжига.

В работе в качестве объектов исследования выбраны медный концентрат, полученный при обогащении сульфидной медной руды Чинейского месторождения, а также сульфидный медный концентрат, образующийся в ходе переработки медно-никелевых концентратов предприятием АО «Кольская ГМК». Посредством рентгенофазового анализа установлено, что концентрат Чинейского месторождения главным образом представлен в виде двух фаз – халькопирита (CuFeS_2) и кианита (Al_2SiO_5). В свою очередь концентрат «Кольской ГМК», помимо халькопирита, содержит пирит (FeS), а также сульфиды меди различного состава: Cu_2S , Cu_9S_5 , $\text{Cu}_{31}\text{S}_{16}$.

В ходе работы установлено, что при обжиге халькопиритового концентрата Чинейского месторождения в интервале температур $650\text{-}750^\circ\text{C}$ в огарке железо главным образом содержится в фазе оксида, в то время как медь – в форме сульфата. При температуре 800°C происходит разложение сульфата меди до оксида, а также начинает проявляться новая фаза – феррит меди (CuFe_2O_4). При дальнейшем увеличении температуры обжига до 900°C медь в огарке представлена в виде оксида и феррита, а железо – только в виде феррита меди (таблица 1).

Таблица 1 - Изменение фазового состава железо- и медьсодержащих соединений в зависимости от температуры обжига халькопиритового концентрата. $\tau = 2$ ч

Температура, $^\circ\text{C}$	Идентифицируемая металлсодержащая фаза	
	Cu	Fe
650	CuSO_4	Fe_2O_3
700	CuSO_4	Fe_2O_3
750	CuSO_4	Fe_2O_3
800	CuO , CuFe_2O_4	Fe_2O_3 , CuFe_2O_4
900	CuO , CuFe_2O_4	CuFe_2O_4

Таким образом, для дальнейшей гидрометаллургической переработки халькопиритового концентрата нецелесообразно поднимать температуру обжига выше 750°C .

При изучении фазовых превращений концентрата «Кольской ГМК» установлено, что при температуре обжига 800°C железо количественно переходит из фазы сульфида в оксиды, однако сульфиды меди не разлагаются в полной степени, а медь в огарке представлена как в форме сульфидов, так и оксидов. Помимо этого, при вышеуказанной температуре обжига проявляются характеристические пики оксосульфата меди – $\text{CuO} \cdot \text{CuSO}_4$ (рисунок).

При изучении концентрата, обожженного при 950°C , не обнаружено характеристических пиков сульфидов, однако присутствуют пики сульфата меди (рисунок), что не согласуется с литературными данными о термическом разложении сульфата меди в воздушной атмосфере [3]. Наиболее интенсивными являются пики оксида меди (II) и феррита меди. Из приведенных данных следует, что

сульфатизирующий обжиг оптимально применять только для халькопиритовых медных концентратов при отсутствии иных сульфидов меди.

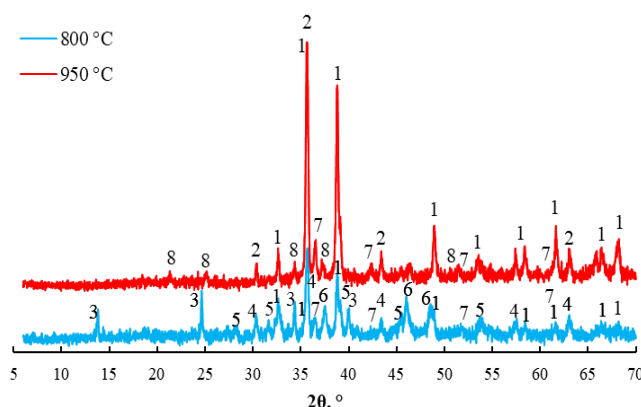


Рисунок – Рентгенограммы медного концентрата «Кольской ГМК», обожженного при различных температурах в течение 2-х часов:
1 – CuO, 2 – CuFe₂O₄, 3 – CuO·CuSO₄, 4 – Fe₃O₄, 5 – Cu₂S, 6 – Cu₃₁S₁₆, 7 – Cu₂O, 8 – CuSO₄.

В интервале температур обжига халькопирита 650-750°C медь находится в форме сульфата, а железо – в форме оксида, что позволяет эффективно разделить их на стадии выщелачивания. Так при сернокислотном выщелачивании халькопиритового концентрата, обожженного при 650-750°C, медь переходит в раствор в связи с растворимостью сульфата меди в воде. При этом переход железа в раствор возможен за счет взаимодействия гематита с кислотой. При определении оптимальной температуры обжига для селективного выделения меди проводили сернокислотное выщелачивание концентрата, обожженного при температурах 650-750°C. Данные по извлечению (E) меди и железа из фазы огарка при выщелачивании серной кислотой различной концентрации приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Выщелачивание халькопиритового концентрата, обожженного при различных температурах. Т:Ж = 1:10, t = 60 °C, τ = 1 ч

t обжига, °C	C (H ₂ SO ₄), моль/л	E(Ме), %	
		Cu	Fe
650	0,02	80,1	6,1
	1,5	85,4	13,8
700	0,02	75,6	4,9
	1,5	80,4	12,3
750	0,02	67,3	2,7
	1,5	74,2	11,1

Из представленных в таблице данных по выщелачиванию огарка растворами H₂SO₄ видно, что с ростом температуры обжига снижается эффективность выщелачивания меди, что может быть связано с началом образования CuO и CuO·CuSO₄, которые, невозможно идентифицировать методом РФА в связи с их низким содержанием. В то же время с ростом температуры обжига также снижается содержание железа в фильтрате, что связано как с более полным разложением сульфата железа, так и с увеличением химической стойкости его оксида в результате более высокой температуры обжига.

Повышение концентрации кислоты способствует извлечению, как меди, так и железа в водную фазу, что, однако, приводит к затруднению дальнейшего разделения железа и меди. На примере концентрата «Кольской ГМК» показано, что сульфиды меди не в полной степени переходят в оксиды и сульфаты даже при температуре обжига 800°C, при этом халькопирит, также содержащийся в концентрате, за тот же промежуток времени и той же температуре обжига количественно разлагается на оксиды меди и железа, что говорит о невозможности разделения железа и меди из огарка на стадии выщелачивания.

Таким образом, применение сульфатизирующего обжига к сульфидным медным концентратам сложного состава, содержащим как халькопирит, так и сульфиды меди, нецелесообразно.

Список использованных источников

1. Худяков И.Ф., Тихонов А.И., Деев В.И. и др. *Металлургия меди, никеля и кобальта. Ч.1.: Metallurgy of copper, nickel and cobalt. Part 1.* – М.: Metallurgy, 1977. – 294 с.
 2. Рогожников Д.А. и др. *Комплексная переработка полиметаллических сульфидных промпродуктов предприятий цветной металлургии.* Екатеринбург: УМЦ УПИ, 2022. 142 с.
 3. Atesoglu G., Atilgan I. Effect of roasting temperature on the leaching of chalcopyrite concentrate in sulphuric acid // *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2022. V. 39. PP. 2199-2208.
-

Sulphide copper concentrates treatment by sulfatizing roasting

Sokolov A.Y., Kasikov A.G.

The paper presents data on sulfatizing roasting of copper concentrates of different phase composition. The possibility of application of sulfatizing roasting for processing of chalcopyrite concentrate was established, however, it does not allow efficient processing of concentrates containing copper sulfides.

ВЫДЕЛЕНИЕ SiO₂ ИЗ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ

О.А. Тимощик, А.Г. Касиков

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: o.timoshchik@ksc.ru

Рассмотрено получение порошков диоксида кремния с различной удельной поверхностью из металлургических отходов.

Проблема загрязнения окружающей среды металлургическими предприятиями является одной из самых важных на сегодняшний день. Большое количество отходов образуется и складывается. Вопрос утилизации и вторичного использования металлургических шлаков был поднят давно и решается до сих пор. При изучении

шлаковых отвалов установлено, что происходит самопроизвольное выщелачивание металлов под влиянием окружающей среды. В частности, входящие в состав шлаков сульфидные включения под воздействием выветривания и действия микроорганизмов разлагаются. Это приводит к высвобождению серной кислоты, которая образует условия для выщелачивания металлов (в частности, цветных) в окружающую среду [1]. Также ветра разносят частицы шлака на большие расстояния, что увеличивает площадь загрязняемой территории [2].

Одним из возможных способов является применение шлаков в строительстве [3]. Однако наблюдается потеря ценных компонентов, которые входят в состав шлака, как при первичной переработке шлака, так и при прямом его применении. Получение кремнезема является важным технологическим этапом для переработки металлургических отходов, так как он находит широкое применение в различных областях промышленности, например, применение в качестве добавки для цементов или при создании фотокатализаторов, а также используется в качестве сорбента [4,5].

Выделение SiO_2 возможно при переработке металлургических шлаков гидрометаллургическими способами [6,7]. К преимуществам серноокислотной технологии можно отнести отсутствие необходимости в дробной загрузке шлака и затрат на дорогостоящее коррозионностойкое оборудование. Кроме того, получаемый кремнезем содержит мало примесей и имеет высокую удельную поверхность.

Поэтому в данной работе было рассмотрено получение SiO_2 из металлургических отходов серноокислотным способом. Для выделения диоксида кремния использовали металлургические шлаки комбинатов «Печенганикель», «Североникель» (Мурманская обл.) и «Южуралникель» (Оренбургская обл.), а также отход от производства абразивного материала (Свердловская обл.). Состав материалов представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав металлургических отходов

Шлак	SiO_2	Fe	Co	Cu	Ni	Mg	Ca	Al	S
Печенганикель	36.68	25.60	0.09	0.28	0.20	7.18	1.72	3,65	0.76
Североникель	36.19	32.30	0.07	0.18	0.11	4.74	2.91	2.71	1.35
Южуралникель	30.20	27.50	0.10	0.02	0.50	3.81	6.48	2.36	1.59
Отход АМ	17.4	13.6	-	0.01	0.49	3.96	10.9	4.55	-

Согласно РФА, основой шлаков Печенганикель и Южуралникель являются фаялит и магнетит. Шлак Североникель является неоднородным по составу и плотности, а его основу составляют магнетит, фаялит, форстерит и авгит. Основу отхода АМ составляет магнетит с включениями никеля и меди и гематит.

Для получения SiO_2 материалы вскрывали серной кислотой при 40°C и соотношении шлак:кислота 1:10. Шлак Североникель вскрывали в течение 2 часов серной кислотой с концентрацией 150 г/л. Для вскрытия шлаков Печенганикель, Южураникель и отхода АМ использовали кислоту концентрацией 80 г/л в течение 1 ч. Полученные растворы содержали сульфаты железа и магния, кремнекислоту и примеси

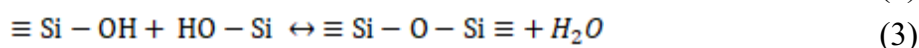
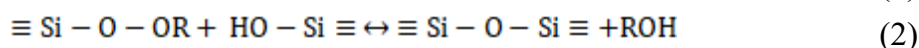
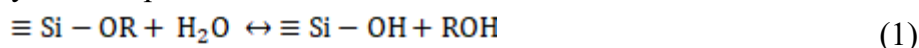
цветных металлов (таблица 2).

Извлечение кремния в раствор достигает 60-70%. В не растворившийся остаток переходят цветные металлы, а также часть железа, магния и кремния. В полученных растворах в результате полимеризации кремниевой кислоты происходят процессы структурообразования, что приводит к гелеобразованию в системе.

Таблица 2 – Составы растворов, полученных после выщелачивания шлаков, г/л

Шлак	Si	Fe	Co	Cu	Ni	Mg
Печенганикель	12.5	17.8	0.07	0.05	0.05	5.4
Североникель	8.8	19.5	0.05	0.001	0.07	5.5
Южуралникель	10.0	37.1	0.06	0.001	0.16	1.5
Отход АМ	13.3	9.6	-	0.001	0.13	-

Для получения кремнезема гелеобразование является важным процессом. Оно происходит в течение 2-3 суток без влияния каких-либо внешних факторов. Скорость гелеобразования зависит от концентрации кремниевой кислоты: чем выше концентрация, тем быстрее образуется гель. Процесс получения диоксида кремния может быть записан следующими реакциями:



Для ускорения процесса гелеобразования фильтраты упаривали, а затем высушивали при температуре 100-150°C. Далее высушенный порошок подвергали водной отмывке при 80°C и соотношении порошок:вода 1:3, высушивали до постоянной массы при 200°C. Полученный порошок диоксида кремния исследовали методом БЭТ для определения удельной поверхности (таблица 3).

Таблица 3 – поверхностные характеристики полученных кремнеземов

	$S_{\text{уд}}, \text{ м}^2/\text{г}$	$V_{\text{пор}}, \text{ см}^3/\text{г}$	$D_{\text{пор}}, \text{ нм}$
Печенганикель	693.7	0.55	5.73
Североникель	799.2	0.67	3.27
Южуралникель	599.6	0.45	2.12
Отходы АМ	608.8	0.38	2.40

Как видно из таблицы, все образцы имеют достаточно развитую удельную поверхность. По размеру частиц можно отнести данные порошки к мезопористым, т.к. находятся в промежутке от 2 до 50 нм. Подобные результаты по величине удельной поверхности были получены при получении диоксида кремния и из отходов от переработки шлаков в абразивные материалы [8].

На рисунке представлены результаты ИК-исследований полученных порошков диоксида кремния.

В области 3300–3700 см^{-1} (1) проявляются колебания различных силанольных групп наряду с валентными колебаниями адсорбированной воды. Сигнал в области 1637-1639 см^{-1} (2) относится к колебаниям адсорбированной воды. Интенсивная полоса

поглощения с сигналом $1085-1097\text{ см}^{-1}$ (3) связана с продольными, поперечными и смешанными колебаниями Si-O-Si-связей. Пик поглощения в области $937-965\text{ см}^{-1}$ (4) соответствует колебаниям связей Si-OH. Полосы в интервалах 799 (5) и $467-468\text{ см}^{-1}$ (6) соответствуют валентным асимметричным колебанием мостикового кислорода Si-O-Si и валентным симметричным колебаниям Si-O-Si. Полученные данные согласуются с литературными [9].

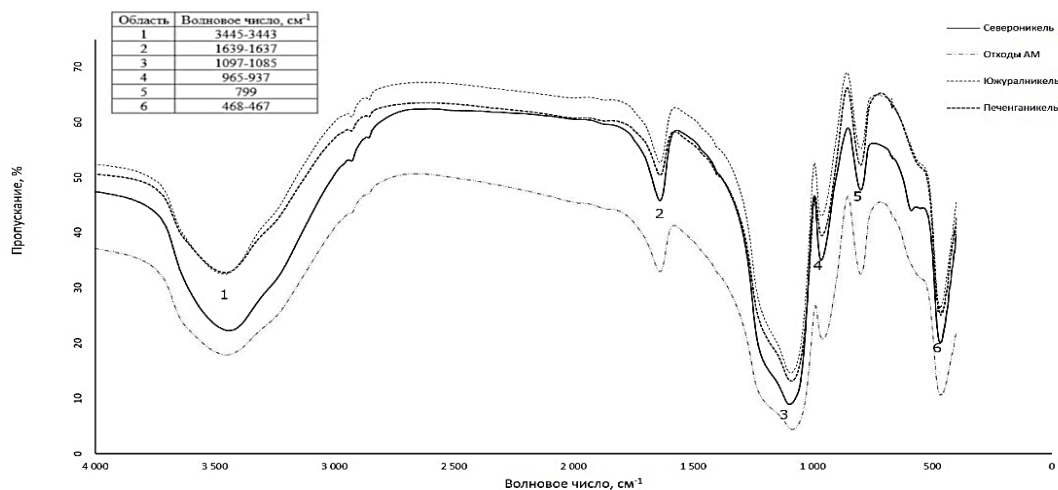


Рисунок. ИК-спектры полученных порошков SiO_2

Таким образом, показана возможность получения из шлаков комбинатов Печенганикель, Североникель, Южуралникель и из отходов производства абразивных материалов диоксида кремния по сернокислотной технологии. Полученные образцы характеризуются высокой удельной поверхностью и их можно отнести к мезопористым и могут использоваться в строительной отрасли и в качестве сорбентов.

Список использованных источников

1. Меретуков М.А. и др. История древнего золота // Цветные металлы. 2024. № 2. С. 27-39.
2. Касиков А.Г. и др. Переработка и повторное использование железистых отходов медно-никелевого производства // Горный журнал. 2020. № 9. С. 91-95.
3. Гурьева В.А., Ильина А.А. Влияние никелевых шлаков на структурные изменения керамического кирпича // Стекло и керамика. 2024. Т. 97, № 1. С. 45 - 51.
4. Shchelokova E.A. et al. Synthesis and characterization of $\text{SiO}_2\text{-TiO}_2$ nanoparticles and their effect on the strength of self-cleaning cement composites // Construction and building materials. 2021. Vol. 283. 122769.
5. Тимошик О.А. и др. Сорбция ванадия (V) и никеля (II) на аморфных кремнеземах // Труды Кольского научного центра РАН. 2021. Т. 12. № 2. С. 253-260.
6. Kasikov A.G. et al. Deep processing of dump slag from the copper-nickel industry // Metals. 2023. № 7. Vol. 13. 1265.
7. Kasikov A.G. et al. Utilization of converter slag from nickel production by hydrometallurgical method // Metals. 2022. № 11. Vol. 12. 1934.
8. Тимошик О.А. и др. Получение диоксида кремния из отходов абразивных материалов // Отходы и ресурсы. 2024. Т. 11. № 1.
9. Marnikova M. et al. Preparation and characterization of silicagel from silicate solution obtained by autoclave treatment of copper slag // Journal of Sol-Gel Science and Technology. 2018. 87. P. 331-339.

Extraction of SiO₂ from metallurgical slag

Timoshchik O.A., Kasikov A.G.

Preparation of silica powders with different specific surface area from metallurgical waste is considered.

ОЧИСТКА И РЕГЕНЕРАЦИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ КИСЛОТ ЭКСТРАКЦИЕЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ ВЫСОКОМОЛЕКУЛЯРНЫХ АЛИФАТИЧЕСКИХ СПИРТОВ

А.Г. Касиков, А.М. Дворникова, Е.А. Щелокова

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: a.dvornikova@ksc.ru

Представлен краткий обзор экстракционных технологий очистки и регенерации ряда минеральных кислот с использованием коммерчески доступных экстрагентов класса высокомолекулярных алифатических спиртов.

Переработка кислых стоков, являющихся отходами или промпродуктами современных гидрометаллургических производств, содержащих значительные количества минеральной кислоты, согласно требованиям природоохранного законодательства, представляет собой достаточно сложную и ресурсозатратную задачу. Традиционным способом переработки подобных отходов является их глубокая нейтрализация с получением отвальных кеков и сточных вод, которые также необходимо утилизировать [1]. Очевидно, что при этом возникают дополнительные затраты на реагенты и организацию хранения отходов, из производственного цикла полностью выводится минеральная кислота и сопутствующие примеси, которые могут являться как источником загрязнения окружающей среды, так и путем потерь ценных компонентов.

Среди известных методов очистки и регенерации кислых растворов выделяют следующие: термическое разложение, осаждение примесей в виде малорастворимых солей, отгонка в газовую фазу, сорбция, жидкостная экстракция примесей или минеральной кислоты. Последний вариант, благодаря относительной простоте, компактности и высокой производительности экстракционного оборудования, позволяет организовать замкнутую непрерывную схему переработки некондиционных кислых растворов на собственных мощностях гидрометаллургических производств.

Высокомолекулярные алифатические спирты (ВС) являются перспективным нейтральным экстрагентом, способным достаточно селективно извлекать ряд минеральных кислот из промрастворов различного происхождения [1]. Среди преимуществ экстрагентов данного класса стоит отметить их коммерческую

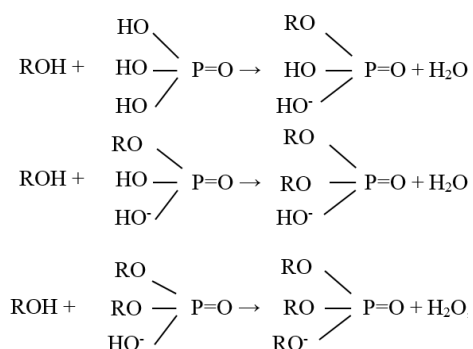
доступность благодаря повсеместному использованию в производстве косметики и детергентов, относительно низкую стоимость, низкую токсичность и легкость биоразложения в условиях окружающей среды. При этом физико-химические свойства ВС С8-С10, содержащих более 8-10 атомов углерода в углеводородной цепи, соответствуют современным требованиям к промышленным экстрагентам: они малорастворимы в водной фазе, имеют достаточно высокую температуру вспышки ($>60^{\circ}\text{C}$), что соответствует требованиям пожарной безопасности, а также вязкость и плотность, обеспечивающие эффективное расслаивание фаз и незначительный унос экстрагента в производственных условиях.

Экстракция минеральных кислот высокомолекулярными спиртами интенсивно изучалась начиная с 30-х гг. XX в. Показана возможность достаточно эффективного извлечения ВС из растворов галогенводородных кислот (главным образом соляной), серной, азотной, фосфорной, борной, а также мышьяковых кислот [1]. Установлены основные закономерности и механизмы экстракции, разработаны и опробованы в укрупненных масштабах ряд технологий очистки и регенерации минеральных кислот с использованием экстрагентов на основе ВС.

В частности, в ИХТРЭМС КНЦ РАН разработаны, опробованы и запатентованы несколько технологических схем регенерации некондиционных серноокислых растворов медно-никелевого производства (обезмеженного отсечного электролита и промывных растворов МПУ) с использованием экстрагента на основе изомеров октилового спирта. Для глубокого обескислочивания стоков разработаны комплексные экстрагенты, представляющие собой смеси ВС с высокомолекулярными третичными аминами (ТАА), позволяющие максимально снизить кислотность сбросных растворов, регенерировать часть H_2SO_4 путем ее водной реэкстракции при одновременном концентрировании ценных микропримесей (Os и Re при переработке некондиционных растворов МПУ) в оборотном экстрагенте в цикле «экстракция-водная реэкстракция H_2SO_4 » [1]. Укрупненные лабораторные и пилотные испытания на опытно-промышленной установке (ОПУ) в АО «Кольская ГМК», ПАО «ГМК Норникель», показали высокую эффективность экстрагентов на основе ВС для переработки некондиционных серноокислых промрастворов [1].

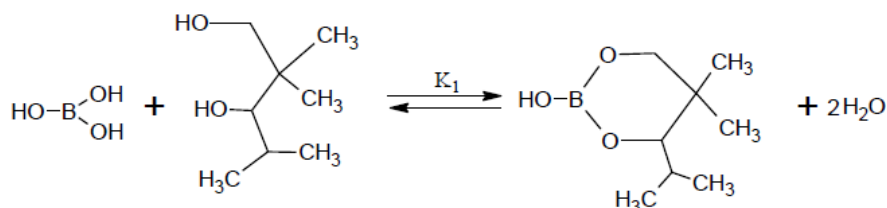
Экстрагенты на основе ВС могут быть использованы для очистки экстракционной фосфорной кислоты (ЭФК) различного состава от основных примесей с получением кислоты технического, кормового качества и даже ОСЧ [1]. В литературе описано большое количество технологических схем, использующих, в основном, ВС С4-С5 и их смеси с другими нейтральными экстрагентами, подходящих для этих целей. В ИХТРЭМС КНЦ РАН разработана и опробована в укрупненном масштабе экстракционная технология ЭФК с применением в качестве экстрагента изомеров ВС С8 – предпочтительно 2-этилгексанола (2ЭГ), которая в начале 2000-х гг. была внедрена и в масштабе ОПУ работала несколько лет на предприятии «СигмаТек» в Московской области, перерабатывающем ЭФК ОАО «Воскресенские минеральные удобрения» [1].

В процессе разработки технологии очистки ЭФК подробно изучена экстракция H_3PO_4 изомерами ВС C5-C10, установлены основные закономерности процесса, уточнен механизм экстракции фосфорной кислоты; на основе полученных физико-химических данных предложен и доказан комбинированный механизм, включающий одновременную экстракцию по гидратно-сольватному механизму и механизму химического взаимодействия по обратимой реакции образования алкил-эфиров фосфорной кислоты [1]:



где R-алкильный радикал соответствующего ВС.

Экстрагенты класса алифатических ВС, особенно многоатомные (дио́лы), эффективны для извлечения борной кислоты из растворов сложного солевого состава, в т.ч. из слабокислых природных рассолов, а также для очистки сточных вод от бора до ПДК. В литературе имеются данные по экстракции борной кислоты одно- и двухатомными ВС C5-C12 [1]. Показано, что экстракция H_3BO_4 проходит по механизму обратимой этерификации, и более эффективна при использовании 1,3-дио́лов с углеводородными радикалами разветвленного или ароматического строения на гидроксильном атоме углерода и коротким алкильным заместителем в положении 2. Такие диолы образуют в фазе экстрагента более устойчивый эфир с борной кислотой за счет стабилизации шестичленного сложноэфирного кольца двумя геминальными метильными группами в положении 2 [1]:



Тем не менее, в промышленности нашла применение экстракция борной кислоты одноатомными спиртами C7-C12 разветвленного строения (например, 2ЭГ) для выделения бора из литиевых и хлор-магниевых рассолов при рН от 1 до 4 из-за их большей коммерческой доступности.

С учетом большей эффективности диолов, для экстракции H_3BO_4 , в ИХТРЭМС КНЦ РАН изучена возможность применения для этих целей технической смеси одно- и двухатомных ВС - ТПРД, являющейся крупнотоннажным отходом производства 2ЭГ [1]. Указанный продукт коммерчески доступен, реализуется производителем (ООО «Газпром Нефтехим Салават», Россия) под маркой «Растворитель Тяжелый продукт

ректификации 2ЭГ (ТПРД)». Состав, мас. %: 60 2ЭГ, 15-25 2,4-диэтил-1,3-октандиол, остальное – одноатомные ВС и эфиры.

Результаты опробования ТПРД для очистки никелевого католита медно-никелевого производства (АО «Кольская ГМК», ПАО «ГМК Норникель») от бора в сравнении с изомерами ВС С8 представлены в таблице (Касиков А.Г. и др. Жидкостная экстракция минеральных кислот алифатическими спиртами и смесями на их основе. Апатиты: КНЦ РАН, 2023. 145 с).

Таблица - Экстракция бора изомерами ВС С8 и ТПРД из никелевого католита медно-никелевого производства, состава, г/л: Ni 78.6, В 0.48, рН = 3.5; О:В=1:1; $\tau=5$ мин.

Экстрагент	ОКЛ1	2ЭГ	ТПРД
Степень извлечения, %	39.6	32.9	74.5

В результате лабораторных испытаний было показано, что при использовании ТПРД для извлечения бора из никелевого электролита после двух ступеней экстракции при соотношении О:В=1:1 его содержание в растворе составило менее 0.01 г/л. Также было установлено, что за 3 ступени экстракции ТПРД из щелочных (рН~9) сливов карбонатного передела медно-никелевого производства (АО «Кольская ГМК» ПАО «ГМК Норникель») концентрация бора может быть снижена до 3 мг/л.

Таким образом, очевидно, что алифатические одно- и двухосновные ВС являются перспективным и доступным экстрагентом для очистки и регенерации ряда минеральных кислот из промышленных растворов различного происхождения.

The mineral acids purification and regeneration using solvent extraction by high-molecular aliphatic alcohols

Kasikov A.G., Dvornikova A.M., Shchelokova E.A.

A brief overview of SX technologies for the purification and regeneration of some mineral acids using commercially available extractants of the class of high molecular weight aliphatic alcohols is presented.

ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПРИ СОРБЦИОННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ С ПОМОЩЬЮ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ

А.Е. Высотина, И.А. Проскурякова, В.В. Максименко

Исследовательский центр АО «Полус Красноярск», г. Красноярск, Российская Федерация,
e-mail: VysotinaAE@polyus.com

В работе рассматривается способ повышения извлечения золота из хвостовых продуктов с помощью добавления поверхностно-активных веществ на стадии сорбционного выщелачивания.

Рассчитана критическая концентрация мицеллообразования, показано положительное влияние ПАВ на кинетику процесса сорбционного выщелачивания и снижение расхода выщелачивающего реагента.

Одним из направлений гидрометаллургических исследований является поиск новых способов повышения извлечения золота при процессе сорбционного выщелачивания. Среди способов интенсификации процесса выщелачивания известен способ варьирования толщины пленок выщелачивающих растворов на поверхности технологических продуктов с помощью поверхностно-активных веществ (ПАВ) [1]. Широко известно негативное влияние элементной и сульфидной серы на процессы выщелачивания, так как сера покрывает поверхность и препятствует проникновению выщелачивающих реагентов в область протекания реакции, тем самым вызывая диффузионные ограничения процесса выщелачивания.

Одним из предлагаемых способов снятия диффузионных ограничений является использование ПАВ, которые поддерживают гидрофильность поверхности обрабатываемого материала и устраняют влияние пленок серы [2]. Низкая концентрация ПАВ в растворе обеспечивает образование истинного раствора, а при повышении концентрации в растворе начинается процесс образования мицелл, которые находятся в термодинамическом равновесии с неассоциированными молекулами ПАВ.

Теоретически более высокая концентрация ПАВ должна оказывать еще больший эффект на повышение извлечения золота, однако избыточное количество ПАВ может негативно повлиять на остальные стадии технологического процесса, так как при значительном избытке образуются жидкие кристаллы или гели. Концентрация ПАВ, при которой образуются устойчивые мицеллы, критическая концентрация мицеллообразования (ККМ), поэтому были проведены эксперименты по определению ККМ кондуктометрическим методом.

При проведении исследований по влиянию ПАВ на выщелачивание к технологическим продуктам добавляли дистиллированную воду, заданное количество ПАВ после чего корректировали pH пульпы до значений 10–11 ед., добавляли сорбент, а затем вводили необходимое количество выщелачивающего реагента (цианида натрия). Емкости с пульпой выдерживались при перемешивании в течении 4–10 часов после чего отделяли твердую фазу с сорбентом от жидкой фазы. Жидкая фаза отфильтровывалась, а затем анализировалась на содержание золота методом атомно-абсорбционной спектроскопии.

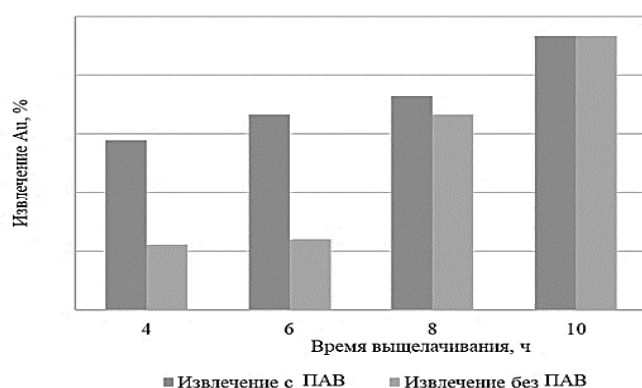


Рисунок. Результаты выщелачивания с добавлением ПАВ и без него

Твердая фаза высушивалась до постоянной массы, измельчалась и анализировалась на содержание золота методом пробирной плавки с атомно-абсорбционным окончанием. На основании полученных данных рассчитывались показатели извлечения золота (рисунок). Помимо показателей извлечения золота контролировался расход цианида натрия (таблица).

Таблица - Расход цианида натрия

Время, ч	4	6	8	10
	Расход NaCN, кг/г			
Без ПАВ	0,95	1,23	1,30	1,36
ПАВ	0,78	0,95	1,11	1,13

Таким образом была определена необходимая концентрация ПАВ в растворе, а также было установлено, что добавка раствора ПАВ оказывает положительное влияние на показатели выщелачивания золота и позволяет ускорить процесс выщелачивания до 6 часов и снизить расход цианида натрия на 22,76%.

Список использованных источников

1. Патент 2118384 РФ: Способ выщелачивания металлов из руд, содержащих естественные сорбенты /Тедеев М.Н. и др. // Заявка 97116685/02. Опубликовано 27.08.1998.
2. Halfyard J.E., Hawboldt K. Separation of elemental sulfur from hydrometallurgical residue: A review // Hydrometallurgy. - 2011. - №109. - P.80-89.

Improvement of gold recovery in sorption leaching using surfactants

Vysotina A.E., Proskuryakova I.A., Maksimenko V.V.

The study examines the method for increasing gold recovery from process products by adding surfactants at the sorption leaching stage. The critical concentration of micelle formation was calculated. The positive effect of surfactants on the kinetics of the sorption leaching process and a reduction in the consumption of the leaching reagent have been shown.

СВЯЗЬ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ С ОРГАНИЧЕСКИМ ВЕЩЕСТВОМ СОЛЯНЫХ ПОРОД И УГЛЕРОДИСТЫХ СЛАНЦЕВ

А.Ф. Сметанников

Горный институт Уральского отделения РАН (ГИ УРО РАН Пермь),
г. Пермь, Российская Федерация, e-mail: smetannikov@bk.ru

Установлено наличие интерметаллидных форм нахождения Pd, Pt, Ag в складированных флотационных шламах продуктах переработки K-Mg руд после высокотемпературного обжига. Установлено наличие самородных (техногенных) форм нахождения Au в углеродистых сланцах месторождения Сухой лог после высокотемпературного обжига исходной руды, шихтованной с хлоридами Na. Показана связь концентраций Pd, Pt, Ag в шламах и Au в углеродистых сланцах с органическими соединениями. Разработан способ извлечения Pd, Pt, Ag и Au из продуктов обжига.

Установлено, что Pd, Pt, Ag локализованы в (межзерновом) нерастворимом в воде остатке (Н.О.) сильвинитов и связаны с органическими соединениями. Золото сконцентрировано в гематитовом пигменте сильвина, в виде соединений Au, Cu, Ag [1, 2, 3].

При переработке сильвинитовых руд Н.О. вместе с Au, Pd, Pt, Ag концентрируется в глинисто-солевых отходах (шламах). При переработке руд галургическим способом все металлы из межзернового Н.О. и пигмента сильвина концентрируются в шламах.

Флотационный способ переработки сохраняет зерна сильвина вместе с Au в пигменте сильвина. Во флотационных шламах концентрируется межзерновой Н.О. содержащий Pd, Pt, Ag.

Высокотемпературный обжиг при температуре до 800°C в присутствии хлоридных агентов инициировал твердофазное преобразование соединений Pd, Pt, Ag, Au в кислоторастворимую форму [4, 5]. Конечным продуктом являлся коллективный концентрат (КК), содержащий Pd, Pt, Ag, Au. Аффинаж КК позволил получить соли чистых металлов – дихлордиамминпалладий, хлорплатинат аммония и хлорид серебра.

Способ поддержан патентом РФ №2291907 и патентом РФ № 2385772.

Обжиг шламов в интервале температур 800-850°C и последующий анализ огарков пробирно-масс-спектрометрическим способом показал содержание Pd, Pt, Ag соответственно 71,5; 9,90 и 51,92 г/т. Формы нахождения – срастания интерметаллидных обособлений Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb (рисунок 1, таблица 1).

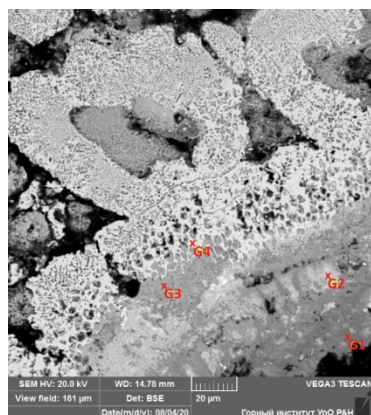


Рисунок 1. Электронное фото. Деталь.
МРС-анализ отдельных фаз срастания

Таблица 1 – Микронзондовый анализ интерметаллидов

Элементы	Содержания, отн. %			
	G1	G2	G3	G4
O	17,47	16,89	15,97	-
Pd	-	-	-	47,26
Pt	-	-	-	8,96
Ag	-	8,74	4,08	-
Sn	0,23	47,95	68,64	28,39
Pb	-	22,59	2,01	
Cu	82,3	3,02	7,58	15,4
Σ	100	100	100	100

Обжиг в интервале температур 801-850°C (температура плавления сильвина и галита составляет 799 и 801°C), приводит к образованию хлоридного расплава. В расплаве органические соединения Pd, Pt, Ag и сульфиды Sn, Cu, Pb отжигаются.

Свободные металлы Pd, Pt, Ag и Sn, Cu, Pb аккумуляруются и формируют индивидуализированные обособления интерметаллидов и оксидов Pd, Pt, Ag, совместно с Sn, Cu, Pb. Это исключает кислотно-сорбционную стадию в переработке огарка и, обработка огарка ограничивается обогатительным переделом.

Концентрат обогащения огарка представлен смесью интерметаллидов Fe, Cr, Ni и Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb в соотношении 100:1. Магнитная сепарация разделяет концентрат на магнитную (Fe, Cr, Ni) и немагнитную (Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb) фракции.

Немагнитная фракция представлена многофазными срастаниями интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb. На рисунке 2 показаны отдельные зерна интерметаллидов, в концентрате и их микронзондовый анализ (таблица 2). Способ поддержан патентом РФ №2 770 546.

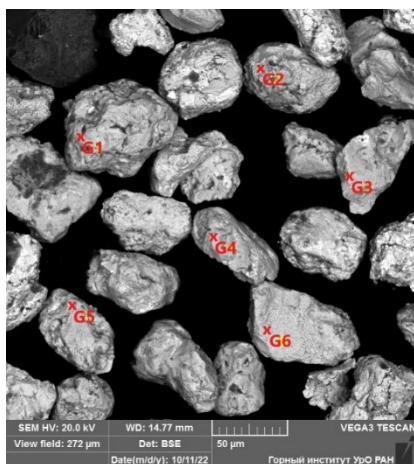


Рисунок 2. Микрозондовое фото. Немагнитная фракция (деталь)

Таблица 2 – Микрозондовый анализ интерметаллидов

Элементы	Содержания, отн. %					
	G1	G2	G3	G4	G5	G6
O	7,56	10,76	5,56	12,25	9,49	9,46
Si	-	-	-	0,76	0,24	0,32
S	-	-	-	-	0,33	0,27
Ni	-	-	-	-	-	0,56
Cu	41,60	47,85	32,69	35,35	36,37	36,83
Pd	9,17	6,75	16,55	3,83	13,03	10,87
Ag	1,58	1,99	9,37	-	3,26	1,72
Sn	36,58	30,32	32,96	38,57	35,14	35,67
Pt	-	-	2,77	-	0,96	2,47
Pb	3,10	2,33	-	7,57	1,16	1,75
As	0,39	-	-	0,40	-	-
Zr	-	-	-	1,27	-	-
Σ	100	100	100	100	100	100

Установлено, что Pd, Pt, Ag локализованы в (межзерновом) нерастворимом в воде остатке (Н.О.) сильвинитов и связаны с органическими соединениями. Золото сконцентрировано в гематитовом пигменте сильвина, в виде соединений Au, Cu, Ag [1, 2, 3]. Установлено наличие органического вещества (ОВ) в углеродистых сланцах месторождения Сухой лог близкого по составу и генезису ОВ соляных пород ВКМС, а также связь с ним золота. Золото, связанное с органическими соединениями формирует отдельную ассоциацию, в сравнении с традиционными формами нахождения золота в углеродистых сланцах.

Содержание хлороформенного битумоида в углеродистых сланцах на порядок меньшесодержаний ХБА в Н.О. соляных пород ВКМС. Распределение алкановых УВ в битумоидах Н.О. соляных пород и углеродистых сланцев свидетельствует об их морском происхождении с обильным развитием фитопланктона. Значение К_i, отношения суммы изопреноидных пристана и фитана к нормальным С 17 и С 18, существенно ниже для пробы углеродистых сланцев, что свидетельствует о более

высокой термической преобразованности ОВЭтойзоны (углеродистых сланцев) по сравнению с Верхнекамским месторождением.

Обжиг проб руды после шихтования их с хлоридами натрия, в интервалах температур близких к обжигу гранулированных шламов, но в разных временных интервалах, позволил установить в них наличие новообразованного (техногенного-самородного) Au. Исследования проведены на технологической пробе месторождения Сухой лог. Вес пробы 198,4 кг. Проба представлена углеродистыми сланцами с прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией. Содержание золота (по паспорту) 2,5 г/т.

Обжиг производился при температуре выше 800°C. Полученный продукт (огарок) проходил стадию дробления и истирался до крупности -0,045мм.

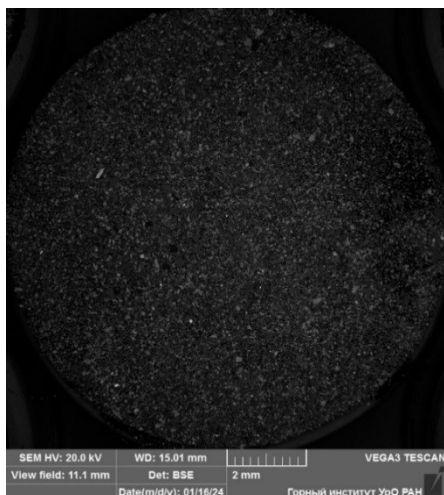
В результате обжига сформировались индивидуализированные обособления золота (техногенные самородки) размером от 20 до 1000 мкм высокой степени чистоты.

Ниже показано распределение обособлений золота в материале немагнитной фракции, отдельные обособления золота и их состав по результатам микронзондового анализа.

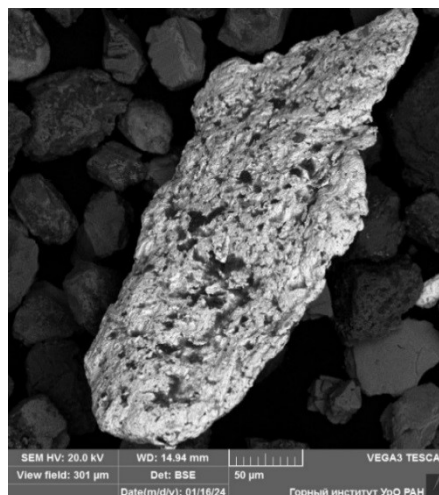
На рисунке 3 представлен материал немагнитной фракции, нанесенный на двусторонний скотч, наклеенный на подложку, и после напыления исследованный под микронзондом. На рисунках 3 (а-е) показаны электронные микрофото отдельных обособлений золота и их микронзондовый анализ.

Таблица 3 - Элементный анализ обособлений золота

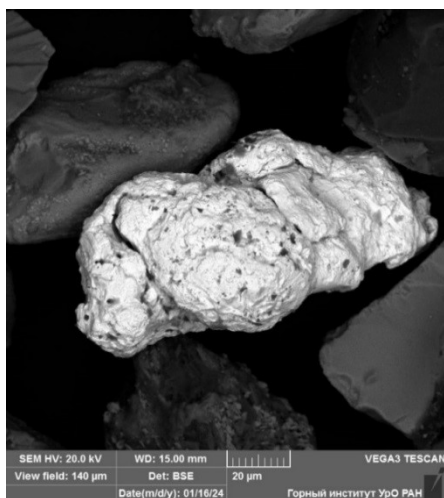
Элемент	Содержания в пробе, вес. %				
	рисунок 3, б	рисунок 3, в	рисунок 3, г	рисунок 3, д	рисунок 3, е
O	-	3,21	-	4,09	2,54
Ag	-	5,88	2,18	-	-
Au	100	90,92	97,82	95,91	97,46



а



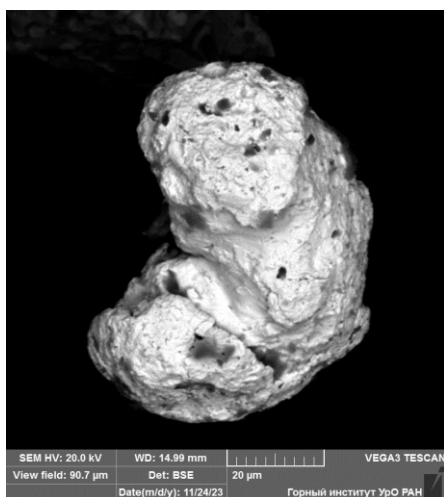
б



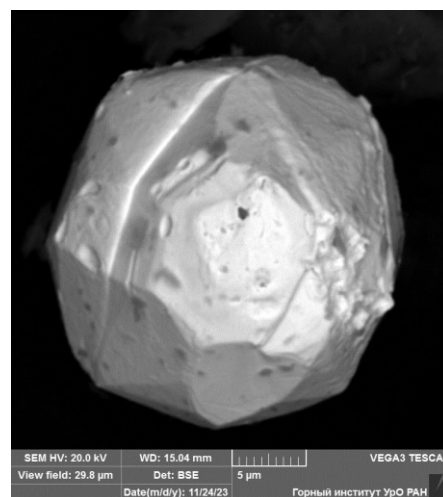
В



Г



Д



Е

Рисунок 3. Материал немагнитной фракции

Как видно из таблицы 3 обособления представлены самородным золотом различной конфигурации и даже кристаллами золота с признаками двойникования и чистотой сравнимой с аффинажным золотом.

Выводы

1. В органическом веществе, нерастворимых остатков соляных пород и углеродистых сланцев, содержатся связанные с ним соединения благородных металлов, которые после обжига в хлоридной среде преобразуются в интерметаллиды (в шламах) и, в обособления золота высокой чистоты в углеродистых сланцах месторождения «Сухой лог». Органическое вещество углеродистых сланцев более термически преобразовано в сравнении с ОВ нерастворимых остатков сильвинитовых руд ВКМС.
2. Высокие содержания Pd, Pt, Ag в складированных флотационных шламах, позволяют прогнозировать большие запасы этих металлов в шламохранилищах, поскольку запасы шламов только в шламохранилищах ПАО «Уралкалий»

составляют более 60 миллионов тонн. Кроме того, только в Пермском крае есть три компании (Еврохим, ВКК, АКРОН) перерабатывающие К-Мгруды.

3. Предлагаемый способ переработки шламов обеспечивает возможность получения концентрата интерметаллидов Pd, Pt, Ag, исключая кислотно-сорбционную технологию и формирует экологически нейтральные отходы с возможностью их использования в качестве комплексных удобрений и мелиорантов в сельском хозяйстве. Исследования такого рода проведены и получен патент №2811122 (Применение по новому назначению вторичных отходов из складированных флотационных шламов).
 4. Результаты изучения (исследования) руд месторождения «Сухой лог» позволяют прогнозировать запасы золота в 2-3 раза превышающие зафиксированные в ГКЗ (2,5 тысячи тонн) в **разведанном контуре** и перевести **забалансовые** руды в разряд промышленных руд, а также предложить технологию переработки руд, включающую только горно-добычный комплекс, пирометаллургический и обогатительный передел.
 5. Новая технология позволит не только удешевить отработку месторождения Сухой лог, но и получить в качестве конечного продукта золото в качестве чистого металла близкого к аффинажному по составу.
-

Список использованных источников

1. Сметанников А.Ф. и др. Содержание и распределение Au, Ag, и Pt-металлов в сильвините Верхнекамского месторождения // Геохимия. – 1995. - №9. - С. 1348-1531.
 2. Сметанников А.Ф. и др. Минеральный состав пигмента сильвинов Верхнекамского месторождения солей // Геология и полезные ископаемые Западного Урала. Материалы региональной научно-практической конференции. – Пермь, 2000. - С. 71-72.
 3. Сметанников А.Ф. и др. Благородные металлы в солях Верхнекамского месторождения // Записки Российского минералогического общества. – 2006. - №3. - С.61-65.
 4. Сметанников А.Ф. и др. Извлечение благородных металлов из глинисто-солевых отходов калийных предприятий Верхнекамья // Химическая технология. - 2004.- №1. - С. 26-27.
 5. Сметанников А.Ф. и др. Благородные металлы в солях Верхнекамского месторождения и технология их извлечения / Горный журнал. - 2013, - №6. С. 55-58.
-

Forms of occupation of noble metals in salt rocks and carbon shales

Smetannikov A.F.

The availability of intermetallide forms of Pd, Pt, Ag in stored flotation sludge products of K-Mg processing after high-temperature roasting has been established. The availability of native forms of Au in the carbon shales of the Sukhoi Log deposit after high-temperature roasting of the original ore mixed with Na chlorides has been established. The ratio of the concentrations of Pd, Pt, Ag in sludge (products of processing sylvinitic ores) and Au in carbon shales (Sukhoi Log deposit) to chloroform bitumen of the sapropelic type (marine origin) is considered. A method has been developed for extracting Pd, Pt, Ag and Au from roasting products (cinders).

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ И МОНЕТИЗАЦИИ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ КАК ФАКТОР УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ КОМПАНИЙ И СНИЖЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ

И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация, e-mail: gorlova_o_e@mail.ru

Представлены результаты анализа лучших практик управления отходами на примере крупных горно-металлургических компаний в России и Казахстане и результаты собственных проводимых исследований по повышению эффективности переработки и коммерческого использования металлосодержащих отходов.

Устойчивое развитие экономики в сфере эксплуатации минерально-сырьевых ресурсов и создание ценности в долгосрочной перспективе требует от крупных горнодобывающих и металлургических компаний ведения своей деятельности с подходом, ориентированным на комплексное использование сырьевых ресурсов и непрерывное снижение нагрузки на экологию регионов присутствия [1, 2]. Ключевыми стратегическими приоритетами диверсифицированных и интегрированных производств в сфере добычи и переработки минеральных ресурсов являются снижение экологических рисков; совершенствование существующих технологий; внедрение элементов цифровой индустрии; повышение добавленной стоимости продукции; повышение рециклинга и монетизации собственных отходов.

Горно-металлургические компании все чаще ставят перед собой задачи не просто минимизировать образование отходов и затраты на их размещение, но и переосмыслить традиционные практики обращения с отходами и развивать инновационные подходы к ресурсосбережению и управлению собственными отходами. А это значит возвращать в производство уже накопленные отходы, монетизировать отходы за счет получения из них разнообразной сырьевой продукции, или реализовывать другим компаниям в качестве сырья/ресурса, что соответствует концепции циркулярной экономики и одновременно позволяет компаниям выполнять их экологические обязательства [3].

Анализ лучших практик переработки отходов на примере крупных горно-металлургических компаний в России и Казахстане свидетельствует, что многие компании уже выделили управление промышленными отходами в отдельный и вполне растущий бизнес. К таким компаниям можно отнести российские Северсталь, Новоліпецкий металлургический комбинат (НЛМК), Металлоинвест, ММК, Евраз

Норильский никель, Норильский никель, УГМК, РМК, казахстанские ERG Евразийская Группа, АрселорМиттал Темиртау, Корпорация Казахмыс, KAZ Minerals, Казцинк, Темиртауский электрометаллургический комбинат и др. Одновременно крупные вертикально-интегрированные горно-металлургические компании и холдинги обладают и наибольшими возможностями рециклинга отходов, имея в своем составе добывающие, металлургические, энергетические, транспортные мощности, дистрибуцию и маркетинговые структуры. Но вопросы повышения эффективности переработки, а значит и монетизации горнопромышленных отходов, как фактор устойчивого развития горно-металлургических компаний и снижения экологических рисков, остаются актуальными и требуют продолжения поисковых научно-исследовательских и опытно-промышленных работ в этом направлении.

Анализ деятельности компаний показал, что наиболее востребованными и регенерируемыми являются металлсодержащие отходы в виде шлаков, шламов, пылей, золошлаков, кеков и т.п. А развитие процессов переработки и коммерческого использования отходов идет в направлениях: углубления переделов металлсодержащих отходов, совершенствования существующих и разработки принципиально новых технологий, повышения добавленной стоимости продукции из отходов, в некоторых случаях – реализации отходов сторонним компаниям в качестве сырья.

В качестве примеров можно привести российскую «Северсталь» и казахстанскую ERG. В одной из крупнейших вертикально интегрированной сталелитейной и горнодобывающей российской компании ПАО «Северсталь» переработка шлаков с использованием скрапа повторно в производстве, песка и щебня – в дорожном строительстве, железосодержащей пыли, окалины и шламов – в качестве производственного сырья, отработанных масел, эмульсий с прокатных станков, отходов кабельной продукции, оргтехники, химических отходов составила 100% от образования [4]. Предприятия «Северстали» продолжают работу по коммерциализации отходов за счет утилизации доменного шлама, отходов грунта, переработки железобетона, ранее накопленных нефтешламовых отходов, вывода из эксплуатации накопителя нефтешламов и накопителя химических отходов и последующей рекультивации нарушенных земель. А также планируется создание центра экспериментов и технологической экспертизы, который позволит ускорить разработку и тестирование новых технологий по переработке отходов. В рамках стратегии устойчивого развития «Северсталь» стремится к достижению до конца 2030 г. доли рециклинга отходов не менее 98,5%. В 2022 г. рециклинг только собственных отходов производства и потребления по компании составил 99,1% и превысил целевой показатель в связи с переработкой ранее накопленных отходов [4].

Примером успешной монетизации новых идей, драйвером развития новых направлений бизнеса является организация в 2019 г. в Евразийской Группе Eurasian Resources Group (ERG) в Казахстане специального оператора по переработке промышленных отходов – TOO ERG Recycling [5]. Новая компания создана целенаправленно для выполнения полного цикла услуг, связанных с отходами

производства предприятий, входящих в состав ERG. ERG Recycling сосредоточил свою деятельность на переработке, управлении и коммерциализации отходов производств, в том числе техногенных минеральных образований, шлаков, шламов, пылей и золы и т.п., тем самым реализуя комплексный стратегический подход к их переработке [5]. Специалисты ERG Recycling продолжают изучать дополнительные высокотехнологичные возможности и проводят инженерные разработки для производства и реализации новых видов продукции из отходов, включая: цемент и минеральные порошки из шлаков феррохрома; редкоземельные металлы из золошлакоотвалов; удобрения и сорбенты из выветрелого угля, а также редкоземельные металлы из золы уноса; строительные материалы и другое [6]. Все производства предполагают выпуск ликвидной продукции, востребованной предприятиями Группы и рынком.

Проводимыми собственными исследованиями также было подтверждено, что шлаки черной и цветной металлургии, железозинксодержащие шламы аспирационных систем, клинкер вельцевания цинковых кеков являются ценным востребованным металлосодержащим сырьем. Но ввиду условий образования такие отходы имеют сложную структурно-текстурную характеристику минеральных фаз, поликомпонентный состав, значительно отличаются от природного сырья по структурно-технологическим, физико-механическим и химическим свойствам. Это требует получения достоверной и экспрессной информации об объектах техногенного происхождения и непрерывного совершенствования технологий переработки отходов, адаптации их и к особенностям вещественного состава объектов, и к требованиям общества, и к номенклатуре продукции из отходов [1].

Разработаны и апробированы технологические схемы глубокой переработки шлаков различного генезиса. Особое внимание уделяется выбору наиболее рационального с точки зрения селективности и энергоемкости способа дробления шлаков, что обеспечит повышение качественных и количественных показателей переработки такого сложноструктурного техногенного сырья. В стадии мелкого дробления использовался ударный способ разрушения в дробилках с вертикальной или горизонтальной осью вращения. Проведен комплекс теоретических и экспериментальных исследований, направленных на развитие фундаментальных знаний о процессе центробежно-ударной дезинтеграции металлургических шлаков, создание математических моделей разрушения шлаков, апробацию моделей и интегративного критерия оценки селективности дезинтеграции на реальных объектах [7].

Для шлаков черной металлургии разработаны схемы получения высококачественных концентратов из некондиционной металлосодержащей продукции, получаемой при первичной переработке доменных и мартеновских шлаков. В результате глубокой переработки различных фракций шлака массовая доля железа в металоконцентратах составила до 69-84%. Была разработана и испытана в условиях ЗАО «Урал-Омега» универсальная технологическая линия переработки некондиционной металлосодержащей продукции, произведен расчет основного

оборудования и расхода электроэнергии [2].

Для шлаков медной плавки были разработаны и испытаны схемы их флотационного обогащения. Применение в стадии мелкого дробления шлаков комбината «Карабашмедь» центробежно-ударной дробилки при скорости вращения ускорителя 90 м/с позволило получить богатый медный концентрат – 27,04% меди и 2,28% цинка при извлечении Cu 96,27%, Zn 9,73%. Была разработана схема обогащения конвертерных шлаков Балхашского медеплавильного завода и реагентный режим флотации. Использование в стадии мелкого дробления ударного способа разрушения шлака в молотковой дробилке значительно интенсифицировало последующее флотационное обогащение и позволило получить медный концентрат с высокой массовой долей меди на уровне 30 – 32% при извлечении 88 - 88,5%.

Для железоцинксодержащих шламов газоочистных систем доменных печей ММК с массовой долей железа 48,02%, массовой долей цинка 1,37% была разработана комбинированная флотационно-магнитная технология их комплексной переработки и обоснованы параметры. Технология позволяет получать не только обесцинкованный железный концентрат с массовой долей железа свыше 60%, цинка – менее 0,5% для шихты агломерационного производства, но и цинксодержащий промпродукт с массовой долей цинка 7-8% для использования на предприятиях цветной металлургии, что повышает извлекаемую ценность вторичных металлсодержащих ресурсов [2].

Расширение границ научных знаний о процессах, протекающих при разрушении структурно-неоднородного техногенного сырья в аппаратах ударного принципа действия, также нашло практическое применение при разработке технологического регламента и реализации проекта по строительству участка производства фракционированных заполнителей и тонкомолотых фракций ООО «Огнеупор» (г. Магнитогорск, Челябинская область).

Технологическая схема производства фракционированных заполнителей из техногенного лома огнеупоров и шлаков алюмотермического производства включает в себя дробление в центробежно-ударной дробилке перед товарным фракционированием подготовленных материалов. Выбор и уточнение параметров работы центробежно-ударной дробилки производился с использованием разработанной математической модели прогнозирования отклонения гранулометрического состава при изменении режимных параметров работы дробилки.

На второй стадии дробления принята центробежная дробилка ДЦ-1,0 с металлической отбойной поверхностью, производительностью до 60 т/ч. Величина циклической нагрузки по классу +5 (6) мм составляет 1,3. Дробилка позволяет получить изометрическую форму зерна готового продукта. В зависимости от свойств исходного материала скорость вращения ротора дробилки ДЦ-1,0 изменяется в диапазоне 30–50 м/с, что позволяет регулировать выход готовых продуктов.

Применение разработанного подхода при реализации проекта строительства участка производства фракционированных заполнителей и тонкомолотых фракций ООО «Огнеупор» позволило сократить этап допроектных работ и количество

полупромышленных испытаний.

Таким образом, повышение эффективности освоения техногенных минеральных объектов определяется сегодня обоснованностью направления использования такого сырья, правильностью выбора технологических процессов разделения минеральных комплексов, соответствующих особенностям вещественного состава перерабатываемого сырья, построением оптимальной технологической схемы переработки, которая бы удовлетворяла требованиям рациональности и комплексности, экономичности, экологичности и в целом общественной полезности использования минерально-сырьевого ресурса.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. и др. Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов // Устойчивое развитие горных территорий. – 2021. – Т.13. – №2(48). – С. 224-237.
 2. Чантурия В.А. и др. Развитие технологических инноваций глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 1. – С. 159-171.
 3. Шадрунова И.В., Зелинская Е.В. и др. ESG-трансформации в сфере переработки техногенного минерального сырья // Горная промышленность. – 2023. – № 1. – С. 71-78.
 4. ПАО «Северсталь»: Отчет об устойчивом развитии в 2022 году URL: https://severstal.com/upload/iblock/ce6/435fiodtc2supz33n6m8x7oanxs98w37/Severstal_Sustainability_Report_2022.pdf (дата обращения 13.02.2024)
 5. ERG станет более экологичной // Горно-металлургическая промышленность. 2022. №3-4. URL: <https://www.gmprom.kz/ecology/erg-stanet-bolee-ekologichnoj/> (дата обращения 15.04.2024)
 6. Компания ERG стремится минимизировать отходы горно-металлургического производства URL: <https://www.kommersant.ru/doc/4816157?ysclid=lsoxa8xrul139499262> (дата обращения 14.04.2024)
 7. Kolodezhnaya E.V., Gorlova O.E., Orehova N.N. [et al.] Determination of criterion for selectivity of disintegration of technogenic raw materials for environmentally oriented processing // IOP conference series: earth and environmental science : International Russian Conference on Ecology and Environmental Engineering (RusEcoCon 2022), Sochi, 16–20 мая 2022 года. Vol. 1061. – Sochi: IOP Publishing, 2022. – P. 012040.
-

Improving the efficiency of processing and monetization of mining waste as a factor of sustainable development of mining and metallurgical companies and reducing environmental risks

Shadrunova I.V., Gorlova O.E., Kolodezhnaya E.V.

The results of the analysis of the best waste management practices on the example of large mining and metallurgical companies in Russia and Kazakhstan and the results of their own research on improving the efficiency of processing and commercial use of metal-containing waste are presented.

ИЗУЧЕНИЕ ДИНАМИКИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПРИРОДНЫХ ЭКОСИСТЕМ, НАРУШЕННЫХ ПРИ ОСВОЕНИИ ГЕОРЕСУРСОВ, ПО ДАННЫМ СПУТНИКОВЫХ НАБЛЮДЕНИЙ

С.П. Остапенко, С.П. Месяц

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: s.ostapenko@ksc.ru

В рамках экоинвестиционного подхода выявлены факторы динамики восстановления природных экосистем, нарушенных при освоении георесурсов, с использованием нечеткого нейросетевого алгоритма обработки данных спутникового мониторинга для поддержки принятия решений по экологизации горного производства.

Динамика восстановления природных экосистем, нарушенных при освоении георесурсов, является важным аспектом определения эффективности экологизации горного производства, что обуславливает актуальность разработки методических подходов к мониторингу их восстановления. Современный уровень экологических исследований определяется применением спутниковых наблюдений, что связано с общедоступностью данных о спектральных характеристиках земной поверхности в видимом и инфракрасном диапазоне с требуемым пространственным разрешением. Ретроспективный анализ спутниковых снимков импактных зон горнопромышленных объектов обеспечивает возможность мониторинга экосистем по состоянию растительного покрова, а также изучению факторов, лимитирующих его восстановление.

Изучение динамики восстановления природных экосистем проводилось на примере складированных отходов обогащения руд Хибинской группы месторождений по изменению состояния растительного покрова на откосах ограждающей дамбы в период с 2000 по 2023гг. Динамика восстановления растительного покрова оценивалась годовым трендом максимального вегетационного индекса и даты его наблюдения с учетом сезонного изменения индекса на $\sim 2 \cdot 10^2$ мониторинговых полигонах, перекрывающих площадь хвостохранилища. Для обеспечения полноты и представительности данных о временном ряде вегетационного индекса использовались усредненные данные о спектральных характеристиках мониторинговых полигонов. С учетом взаимодействия факторов, определяющих восстановление природных экосистем, их исследование проводилось методом нечеткого вывода с использованием искусственных нейронных сетей.

Установлено, что объект наблюдения в целом характеризуется увеличением максимального вегетационного индекса, что свидетельствует о восстановлении природных экосистем. Для 90% мониторинговых полигонов годовой тренд вегетационного индекса положителен, как видно из заполнения I-ого и II-ого квадрантов диаграммы рассеяния на рисунке А. Вместе с тем, наблюдается как более ранний выход вегетационного индекса на максимальное значение (II-ой квадрант диаграммы рассеяния), так и его замедление (I-ый квадрант диаграммы).

Исследовано влияние сочетания абиотических факторов: влагообеспеченности,

дневной и ночной температуры поверхности, экспозиции откоса ограждающей дамбы и высотной отметки на динамику восстановления природных экосистем.

В качестве примера выявленных закономерностей на рисунке Б приведена зависимость тренда вегетационного индекса от влагообеспеченности растений и ночной температуры для мониторинговых полигонов, характеризующихся возрастанием вегетационного индекса и ранним выходом индекса на максимальное значение (II-ой квадрант диаграммы рассеяния, рисунок А). В результате взаимодействия факторов происходит искажение поверхности отклика целевой функции, определяющее сложный характер зависимости.

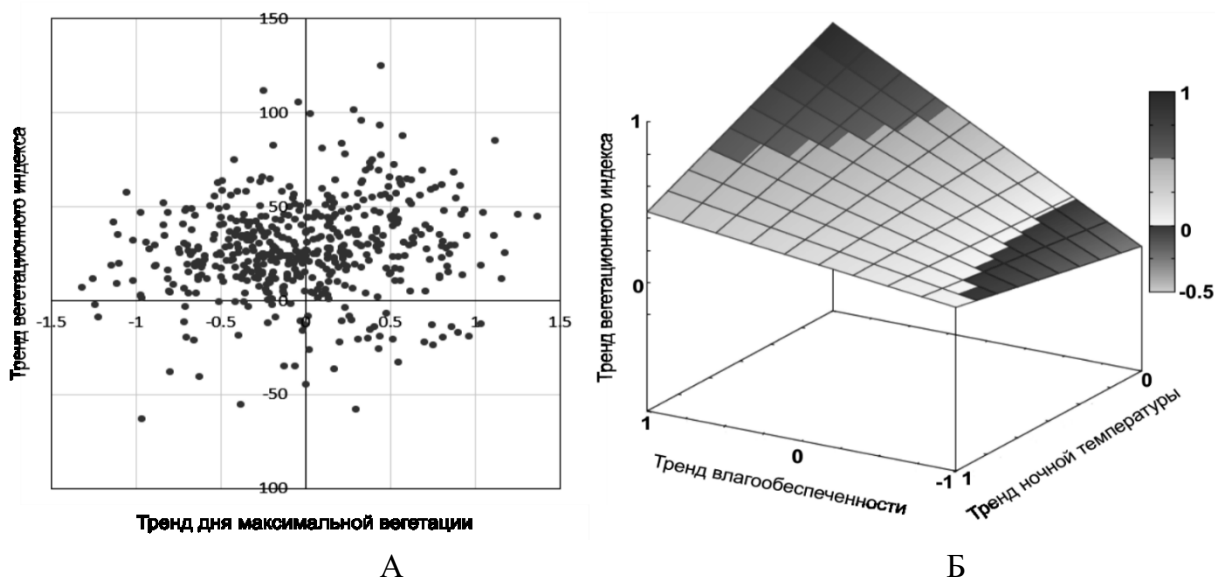


Рисунок. Диаграмма рассеяния трендов восстановления растительного покрова (А) и зависимость тренда вегетационного индекса от влагообеспеченности и ночной температуры (Б) на ограждающей дамбе складированных отходов обогащения руд Хибинской группы месторождений

В результате проведенных исследований разработан методический подход к использованию спутниковых данных при оценке влияния абиотических факторов на динамику восстановления природных экосистем, нарушенных при освоении георесурсов, для поддержки принятия решений по экологизации горного производства.

Studying the dynamics of restoration of natural ecosystems disturbed during the development of georesources, according to satellite observations

Ostapenko S.P., Mesyats S.P.

Within the framework of the eco-investment approach, factors in the dynamics of restoration of natural ecosystems disturbed during the development of georesources were identified using a fuzzy neural network algorithm for processing satellite monitoring data to support decision-making on the greening of mining production.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ХОЗЯЙСТВЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА СОСТОЯНИЕ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ СЕВЕРНОГО УРАЛА

А.П. Самодолов^{1,2}, Д.В. Ульрих², Т.М. Лонзингер¹

¹Южно-Уральский государственный университет (ЮУрГУ (НИУ)), г. Челябинск,
Российская Федерация,

²Санкт-Петербургский государственный архитектурно-строительный университет (СПбГАСУ),
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: samodolov@mail.ru

В статье исследовано влияние хозяйственной деятельности горнодобывающих предприятий на состояние окружающей среды Северного Урала, рассмотрены основные наиболее перспективные, по мнению авторов, методы восстановления или минимизации негативных последствий.

В структуре промышленности РФ добыча полезных ископаемых составляла порядка 3% в 2023 году. Горнодобывающая промышленность обеспечивает большое количество рабочих мест и значительные финансовые потоки в бюджеты всех уровней.

В середине 60-х годов прошлого столетия в связи с масштабными геологоразведочными работами на крупнейших месторождениях полезных ископаемых страны, в том числе на месторождениях Северного Урала, начали расти объемы добычи металлов. Разработка массивов месторождений полезных ископаемых, таких как медь, золото, вольфрам и др., привела к значительному засорению подземных вод, заболачиванию рек и водоемов. В результате чего начались изменения в состоянии окружающей среды на значительных территориях, а выведенные из эксплуатации рудники стали наносить дополнительный экологический вред, так как в атмосферу и грунтовые воды стали попадать специфические пластовые поллютанты.

Массовое закрытие горнодобывающих предприятий в России в конце 1990-х годов, предопределило необходимость решения специфических гидрогеологических проблем консервации объектов и оценки накопленного в прошлом экологического вреда – эколого-гидрогеологических последствий затопления шахт и рудников.

В XXI веке резко возросли антропогенные нагрузки на окружающую среду, поэтому потребовалась разработка ряда экологических программ, направленных на снижение негативного воздействия на природные комплексы. В результате повышения требований к промышленным предприятиям по данным, приведённым в отчете за 2021 год Росгидромета, в течение последних 10 лет в РФ сохраняется тенденция стабилизации фонового содержания тяжёлых металлов в поверхностных водах, но существуют территории, на которых решение экологических проблем водных объектов из-за высокой концентрации загрязнителей требует комплексного подхода. К таким территориям относятся промышленные площадки горнодобывающих предприятий.

Целью статьи является анализ влияния на окружающую среду хозяйственной деятельности горнодобывающих предприятий, на примере Северного Урала. Разработка

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

методики, уменьшающей или полностью устраняющего пагубное воздействия таких предприятий.

В мире при оценке экогеохимического влияния техногенных вод горнодобывающих предприятий на окружающую среду основное внимание уделяют кислым дренажным потокам. По данным ряда научных источников [1–5] наиболее распространенными загрязнителями рудничных вод считаются хлористые соединения и свободная серная кислота, которой сопутствуют растворимые соли, главным образом сульфаты тяжелых металлов. На медно-колчеданных месторождениях вблизи рудных тел, залегающих среди туфогенных пород кислого состава, под влиянием окисляющихся сульфидов формируются кислые (рН 1,75–4,3) почти исключительно сульфатные воды (до 96% SO_4^{2-}) с минерализацией до 8–12 г/дм³ различного катионного состава. Стоки, образующиеся при инфильтрации атмосферных осадков через «тело» отвалов, представляют собой высокоминерализованные рассолы многокомпонентного состава. Помимо солей тяжёлых металлов стоки содержат и нефтепродукты в различной концентрации [6]. В таблице 1 представлен диапазон содержаний основных компонентов загрязнителей и водородный показатель для техногенных вод горнометаллургических предприятий Северного Урала [7].

Таблица 1 - Обобщенная характеристика техногенных вод горных предприятий Северного Урала

Название характеристики (компонента)	Единицы измерения	Концентрация загрязнителя, единицы измерения	
		min	max
рН	ед. рН	1,75	7,15
медь	мг/дм ³	0,014	918,9
цинк	мг/дм ³	1,611	650,6
железо общ.	мг/дм ³	0,067	273,3
алюминий	мг/дм ³	0,21	7556,6
мышьяк	мг/дм ³	0,002	36,57
кадмий	мг/дм ³	0,004	3,65
кобальт	мг/дм ³	0,004	61,85
хром	мг/дм ³	0,004	19,5
никель	мг/дм ³	0,004	12,85
свинец	мг/дм ³	0,004	56,1
титан	мг/дм ³	0,004	95
магний	мг/дм ³	0,1	4167,8
жесткость	мг·экв/дм ³	2,4	20,9
нефтепродукты	мг/дм ³	0,18	5,43

После завершения добычи полезных ископаемых, как правило, осуществляется мокрая консервация горнорудного объекта, что приводит к принципиальному перераспределению источников формирования эксплуатационных запасов месторождений подземных вод (их видов, количественного и качественного состава); изменению границ и площади месторождения; образованию новых объектов

загрязнения или вовлечению ранее образованных (например, отвалов и рекультивированных карьеров) в область питания. На водозаборах, расположенных в районе отработанных месторождений, происходит существенное ухудшение качества подземных вод, в т.ч. иногда до значений выше ПДК [7].

Наиболее опасны с экологической точки зрения, действующие и ликвидированные медно-колчеданные рудники, причем отрицательные экологические явления могут проявлять себя спустя длительное время. Причинами этого являются инерционность процессов загрязнения и большое количество источников загрязнения: на этапе окончания добычи руд появляются новые источники – затопленные шахты и карьеры.

Сложность проведения экологических мероприятий по реабилитации водных объектов и территорий связана с их большой протяжённостью и значительными затратами на строительство и эксплуатацию очистных сооружений. Выбор метода переработки техногенных вод зависит от технологических, территориальных, климатических факторов и их сочетаний. К основным и наиболее перспективным по мнению авторов современным методам переработки техногенных сточных вод горнодобывающих предприятий относят фиторемедиацию.

Фиторемедиация основана на использовании основных физиологических механизмов, происходящих в высших растениях и микроорганизмах, сопутствующих им, таких как транспирация, фотосинтез, метаболизм и нитрификация [8]. В процессе фиторемедиации используются энергия Солнца и растительная масса, поэтому данная технология экологически чистая и экономически выгодная альтернатива ряду химических процессов.

Основными проблемными моментами биоинженерных сооружений являются их использование в зимний период, а именно: низкие температуры могут привести к замерзанию трубопроводов, снижению биологической активности растений, скорости осаждения, количества кислорода в воде. Возникает необходимость применения растений, устойчивых к низким температурам и вегетирующих круглый год. Решению данных вопросов будут посвящены наши дальнейшие исследования.

Список использованных источников

1. Олизаренко В.В., Мингажев М.М. Рудничный водоотлив при обработке медноколчеданных месторождений Южного Урала. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2010. –252с.
2. Шадрюнова И.В., Самойлова А.С., Глухова А.Ю. Гидроминеральные медьсодержащие георесурсы Урала. Магнитогорск: Минитип, 2006. – 156 с.
3. Малышев Ю.Н. и др. Физико–химические процессы при добыче полезных ископаемых и их влияние на состояние окружающей среды. Москва: Изд-во АГН, 2002. –С. 270.
4. Абдрахманов Р.Ф. Гидрогеоэкология Башкортостана. Уфа: Информреклама, 2005. –344 с.
5. Абдрахманов Р.Ф. и др. Влияние техногенеза на поверхностные и подземные воды башкирского Зауралья и их охрана от загрязнения и истощения //Геологический сборник.– 2007.– № 6. – С. 266–269.
6. Елохина О.В., Елохин В.А. Оценка загрязнения поверхностных вод, обусловленного размещением промышленных отходов в отработанных карьерах // Известия УГГУ. 2016. №4 (44).

7. Забирова К. Катастрофа Шемура: царство мертвых рек на Северном Урале. - [Электронный ресурс]. URL: <https://newizv.ru/news/incident/23-07-2020/katastrofa-shemura-tsarstvo-mertvyh-tek-na-severnom-urale>
 8. Тимофеева С.С., Тимофеев С.С. Системы с высшей водной растительностью для очистки сточных вод // Водамагazine. 2011. № 10 (50) октябрь. С. 56–60.
-

Mining enterprises on the state of the environment of the northern Urals study of acid wastewater treatment with filter loadings of various origins

Samodolov A.P, Ulrikh D.V., Lonzinger T.M.

The article examines the impact of economic activity of mining enterprises on the environment of the Northern Urals, considers the main most promising, according to the authors, methods for restoring or minimizing negative consequences.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ БАРЬЕРОВ НА ПЫЛЯЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ ХРАНЕНИЯ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ*

П.В. Амосов^{1,2}, А.А. Бакланов^{3,2}, Г.В. Калабин⁴, Д.В. Макаров¹

¹Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

²Российский государственный гидрометеорологический университет (РГГМУ),

Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: p.amosov@ksc.ru

³Всемирная метеорологическая организация, Женева, Швейцария

⁴Институт проблем комплексного освоения недр им Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Выполнена сравнительная оценка эффективности использования разновысотных ограждений, размещаемых с наветренной и подветренной сторон горизонтальной пылящей поверхности различной протяженности на уровень загрязнения атмосферы вниз по потоку. Показана предпочтительность варианта ограждения с наветренной стороны.

В процессе обсуждения результатов исследований по моделированию процессов пыления на техногенных объектах различных семинарах и конференциях обсуждались вопросы о возможностях снижения загрязнения атмосферы, в т.ч. и с использованием инженерных решений.

В качестве примера использования инженерных мероприятий в работе [1] проанализировано влияние высоты ограждения (барьера), размещаемого с подветренной стороны пляжа горизонтальной пылящей поверхности хвостохранилища, на загрязнение атмосферы вниз по ветровому потоку (автор идеи академик РАН Мельников Н.Н.).

* Работа выполнена в рамках темы НИР № гос. рег. 1021051803680-5 "Процессы трансформации природных и техногенных систем в условиях изменения климата в Арктической зоне Российской Федерации (на примере Мурманской области)". Часть исследований выполнена за счет гранта Российского научного фонда №23-77-30008.

С другой стороны, исходя из аэродинамики воздушных потоков, появилась идея (ее автор профессор Калабин Г.В.) проверить эффективность размещения барьера с наветренной стороны горизонтальной пылящей поверхности и использовать трансформацию набегающих воздушных потоков.

В результате сформировалась задача по сравнению «в цифре» эффективности двух вариантов размещения барьера.

В двухмерной постановке на базе программы COMSOL рассмотрены две ситуации размещения барьеров на пылящей поверхности (рисунок): наветренная (К) и подветренная (М).



Рисунок. Размещение ограждений (барьеров) на поверхности пыления

Основные параметры модели: область моделирования 3000 x 500 м; протяженность пылящей поверхности – 300, 600 и 900 м; высота пылящей поверхности +50 м над основанием модели; высота барьера – 0, 0,5, 1,0, 1,5 и 2,0 м; скорость ветра на высоте +10 м над основанием модели 8 м/с.

Для каждой протяженности пылящей поверхности имеем 9 ситуаций, т.е. всего проанализировано 27 ситуаций. Расчеты выполнены по отработанному методическому подходу [2].

Моделирование аэродинамики реализовано в приближении несжимаемой жидкости с привлечением (k - ε)-модели турбулентности.

Моделирование переноса пыли базируется на стандартном уравнении конвективно-диффузионного переноса с учетом скорости оседания. Для оценки интенсивности пыления использованы зависимость Westphal et al. (F_{West}) [3] и схема DEAD (F_{DEAD}) [4].

Далее по тексту и в таблице будут использованы обозначения: M0K0 – барьеры отсутствуют; M0K05 и M05K0 – высота одного барьера 0.5 м, второго нуль; M0K1 и M1K0 – высота одного барьера 1 м, второго нуль; M0K15 и M15K0 – высота одного барьера 1.5 м, второго нуль; M0K2 и M2K0 – высота одного барьера 2 м, второго нуль.

Полученные результаты расчетов аэродинамики показали отчетливые изменения в структуре поля скорости для различных высот и местоположений барьеров. Так, в случае использования барьера М особенно этот факт проявляется в непосредственной близости за пляжем хвостохранилища, где прогнозируется образование вихревых течений. Причем структура разномасштабных вихреобразований неодинакова.

В случае использования барьера К изменения в структуре потоков проявляются над пылящей поверхностью непосредственно за барьером. Причем для барьера К высотой более 0,5 м над поверхностью пыления наблюдаются и обратные потоки.

Анализ расчетных значений интенсивностей пыления показал, что, в целом, значения интенсивности пыления для зависимости Westphal D. et al. [3] меньше

значений интенсивности пыления для схемы DEAD [4], в которой помимо динамической скорости учитывается и пороговая скорость для определенного размера пыли. Оценка эффективности барьеров «в цифре» выполнена на примере двух расстояний X:

- 1) на удалении 50 м от основания пылящей поверхности (аналог «ближней» зоны)
- 2) на максимальной удаленности (аналог «дальней» зоны).

Введем величину, определяемую как относительное изменение концентрации пыли в указанных точках пространства при использовании барьера по сравнению с эталонной (M0K0) ситуацией, когда барьеры отсутствуют. Полученная величина переведена в проценты: знак минус означает, что эффект достигается и имеем снижение загрязнения, а знак плюс – имеем рост загрязнения, т.е. эффективность отрицательная. Результаты оценок представлены в таблице, затененные клеточки которой соответствуют отрицательной эффективности, а выделенные полужирным шрифтом соответствуют положительной эффективности.

На основе анализа данных таблицы в рамках принятых модельных предположений и диапазонов варьируемых параметров сделаны следующие выводы:

- увеличение длины пылящей поверхности снижает эффективность барьеров К и М, при этом эффективность барьера К существенно выше;
- положительная эффективность барьера М прогнозируется при протяженности пылящей поверхности до 600 м;
- положительная эффективность барьера К интерполируется при протяженности пылящей поверхности до 1200 м для максимальной высоты барьера (2 м).

Таблица - Относительное изменение концентрации пыли при вариации высоты барьеров К и М для протяженности пылящей поверхности 300, 600 и 900 м, %

Протяженность 300 м								
X, м	M0K05	M0K1	M0K15	M0K2	M05K0	M1K0	M15K0	M2K0
~ 700	-35,97	-76,49	-90,89	-95,68	20,28	4,01	-5,90	-14,40
3000	-40,57	-78,28	-91,38	-95,92	-36,80	-44,38	-47,42	-50,36
Протяженность 600 м								
X, м	M0K05	M0K1	M0K15	M0K2	M05K0	M1K0	M15K0	M2K0
~ 1000	3,11	-46,38	-61,20	-68,99	53,47	45,47	49,98	42,66
3000	14,23	-40,38	-57,34	-65,68	-0,68	-2,75	-3,48	-5,28
Протяженность 900 м								
X, м	M0K05	M0K1	M0K15	M0K2	M05K0	M1K0	M15K0	M2K0
~ 1300	38,22	4,67	-9,72	-36,11	54,12	48,81	43,50	44,77
3000	51,04	14,22	-2,04	-30,43	6,77	5,38	3,40	0,96

Дополнительно можно отметить следующие моменты, обнаруженные в ходе выполнения исследований:

- доказана возможность качественного прогнозирования эффективности барьеров на основе анализа динамической скорости на высоте пыления.
- повышение точности прогноза можно обеспечить путем более корректного

пространственного описания ВПМ по протяженности пылящей поверхности (типа $F_{West}(x)$).

Список использованных источников

1. Мельников Н.Н. и др. Влияние высоты ограждения пылящей поверхности хвостохранилища на загрязнение атмосферы // Горный журнал. 2013. № 3. С. 92–94.
 2. Амосов П.В. и др. Прогноз загрязнения атмосферы при случайном выборе дискретных пылящих участков на базе численного моделирования // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 5. С. 63–74.
 3. Westphal D.L., Toon O.B., Carlson T.N. A Case-Study of Mobilization and Transport of Saharan Dust // Journal of the Atmospheric Sciences. 1988. No. 45. P. 2145-2175.
 4. Marticorena B., Bergametti G. Modeling the Atmospheric Dust Cycle .1. Design of a Soil-Derived Dust Emission Scheme // Journal of Geophysical Research-Atmospheres. 1995. Vol. 100, No. D8. P. 16415-16430.
-

Evaluation of the effectiveness of barriers on the dusty storage surface of enrichment tailings

Amosov P.V., Baklanov A.A., Kalabin G.V., Makarov D.V.

A comparative assessment of the effectiveness of using fences of different heights placed from the windward and leeward sides of a horizontal dusting surface of various lengths on the level of atmospheric pollution downstream has been performed. The preference of the option of fencing from the windward side is shown.

К ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ИНДИЯ И СКАНДИЯ ИЗ РУД И ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ШЕРЛОВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В ЗАБАЙКАЛЬЕ*

Л.В. Шумилова^{1,2}, Г.А. Юргенсон³

¹ Читинский филиал Института горного дела им. Н.А. Чинакала
Сибирского отделения РАН (ЧФ ИГД СО РАН), г. Чита, Российская Федерация

² Забайкальский государственный университет (ЗабГУ), г. Чита,
Российская Федерация, e-mail: shumilovalv@mail.ru

³ Институт природных ресурсов, экологии и криологии Сибирского отделения РАН
(ИПРЭК СО РАН), г. Чита, Российская Федерация, e-mail: yurgga@mail.ru

Изложены минералого-геохимические особенности руд и лежалых хвостов переработки Шерловгорского олово-полиметаллического месторождения. Дана оценка запасов индия в Шерловгорском рудном поле. Приведены данные по запасам скандия в недрах, техногенных образованиях и отвалах руды Шерловгорского ГОКа. Разработаны альтернативные комбинированные технологии извлечения редких элементов (In, Sc, Bi, Cd), а также цветных металлов (Sn, Pb, Zn, W).

Индий и скандий относятся к весьма важным химическим элементам стратегического значения, рост потребления которых растет с последней трети XX

*Работа выполнена в рамках реализации проекта № FUFР-2021-0005.

века. Собственные месторождения этих крайне редких химических элементов неизвестны. Они извлекаются попутно при переработке сульфидных (индий) либо титаномагнетитовых (скандий) руд. Одним из месторождений, где оба металла присутствуют в руде, в количествах с учтенными запасами является Шерловогорское в Юго-Восточном Забайкалье. Месторождение относится к одному из первых открытых и интенсивно отработывавшихся в СССР с 1960 по 1993 гг. Руды месторождения относятся к упорным. При применявшейся ранее, комплексной гравитационно-флотационной технологией извлечение касситерита составляло не более 50%. Разработанная и доведенная до промышленных испытаний технология, включавшая хлоридовозгонку, не была внедрена, в связи с прекращением деятельности Шерловогорского ГОКа. Сведений о разработанной технологии хлоридовозгонки нет в открытой печати, а также нет возможности ознакомиться с технологическим регламентом. Поэтому данная проблема является актуальной для исследования.

Методы исследований. Минералогический анализ руд и лежалых хвостов обогащения осуществлялся с помощью комплекса физических, химических и физико-химических методов с использованием современного инструментария: оптической и электронной микроскопии (с использованием растрового электронного микроскопа LEO EVO 40HV с энергодисперсионным спектрометром INCA Energy 350), спектрохимического и эмиссионного спектрального анализа, рентгенофлуоресцентного анализа. Также применялись масс-спектрометрический с ионизацией в индуктивно связанной плазме и атомно-абсорбционные методы.

Минералого-геохимические особенности руд и лежалых хвостов переработки Шерловогорского олово-полиметаллического месторождения. Первичные руды состоят из турмалин-мусковит, хлорит-полевошпатово-кварцевого субстрата, содержащего (мас. %) касситерит (0,1 – 1,5), пирит (1 – 5), арсенопирит (1 – 6), галенит (0,5 – 4,6), сфалерит (0,3 – 1,7), пирротин (0,1 – 3,2), халькопирит (0,05 – 0,4), станнин (0,03 – 0,17), варламовит и деревянистое олово (до 1,9). Редко отмечаются молибденит, вольфрамит, тантало-ниобаты, вимутин, самородное серебро, йодаргирит. Верхняя часть месторождения окислена со степенью окисленности до 65%. Среди неокисленных руд развиты, особенно в восточной части месторождения, полиметаллические руды, где олово связано, в основном, со станнином.

Зона окисления представлена англезитом, церусситом, халькозином, ковеллином, сульфатами цинка, арсенатами, в частности, скородитом, миметитом и другими минералами. Средние содержания главных и второстепенных химических элементов в руде составляли (мас.%): Sn – 0,08–1 (0,12); Pb – 0,3–25 (1,71); Zn – 0,6–25 (0,79); Cd – 0,01–0,17; Bi 0,006; In – 0,0009–0,0056 [1]. В касситерите находится и существенная часть индия, ниобия и скандия [1, 2].

Важным источником индия является Шерловогорское олово-полиметаллическое месторождение и находящееся в сочленении с ним месторождение Восточное поле (Восточная аномалия). Содержание его в рудах Шерловогорского месторождения 0,1–20 г/т при среднем 1,52 г/т. Индий концентрируется в касситерите и

сфалерите. В концентрате деревянистого олова Шерловой Горы содержание индия достигает 0,23%, в обычных касситеритах – до 0,06%, а в сфалеритах – 0,005–0,08. Индий в 14%-ом оловянном концентрате содержится в количестве 0,014% (данные Г.А. Мельникова, 1960 г.). Не учтен индий в полиметаллических забалансовых рудах, бедных оловянных, олово-цинковых рудах, окисленных рудах в отвалах и рудных складах. Кроме указанных запасов индия в рудах, складах и отвалах собственно Шерловогорского месторождения, существенные его запасы связаны с олово-полиметаллическим месторождением Восточное поле. Запасы руды составляют 16342 тыс. т. При среднем содержании индия по аналогии с Шерловогорским олово-полиметаллическим месторождением, 1,52 г/т, оценка запасов индия в рудах Восточного поля дает минимум 25,04 т.

Таким образом, с учетом запасов индия в неотработанных частях рудного поля, согласно данных таблицы 1, масса руды на начало разработки месторождения составляла 40328, 947 тыс. т.

Таблица 1 – Оценка запасов индия в Шерловогорском рудном поле

Участок	Индий		
	Масса руды, тыс. т	Содержание в руде, г/т	Запасы, т
Остаток руды в карьере Шерловогорского олово-полиметаллического месторождения	22712	1,52	34,94
Бедные руды горных пород вскрыши	133587	0,076	101,52
Отвалы бедных руд	1430	1,52	2,26
Отвалы бедных олово-цинковых руд	3243	1,52	4,93
Отвалы свинцово-цинковых руд	2434	1,52	1,80
Олово-свинцовые руды Восточного поля	16342	1,52	25,04
Хвостохранилище	17618	3,8	66,948
Итого	197366		237,438

Запасы индия в ней оценивались при содержании 1,52 г/т в 61,3 т. Отработано 17617,3 тыс. т. Это составляет 43%. При этом отработано и извлечено или отправлено в отвал 26,36 т индия. В рудах не отработанной части месторождения осталось 34,94 т индия.

Промышленные концентрации скандия установлены в рудах Шерловогорского рудного поля еще в процессе его разведки. ГКЗ СССР по категории С₂ и были утверждены запасы его в количестве 15 т при среднем содержании в руде 0,2 г/т.

Содержание скандия в вольфрамитах составляет 0,026%, в касситеритах – 0,01%. Распределение содержаний скандия в касситеритах в карьере месторождения Сопка Большая детально изучено Г.А. Осиповой (1976) [3] на базе количественного микроспектрального анализа. По этим данным уровень среднего содержания скандия в касситерите из кварц-турмалин-сульфидно-касситеритовых руд дифференцирован в зависимости от состава вмещающих пород: максимальные содержания в диоритах – до 503 г/т, в среднем – 189 г/т, в взрывчатой брекчии – до 150–650 г/т, в среднем 48–72 г/т

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

по разным выборкам и минимальные в кварцевых порфирах – до 3–31 г/т, в среднем 7 г/т.

Относительно формы вхождения скандия в касситерит Г.А. Осиповой установлены парные корреляционные связи скандия с титаном, ниобием, железом, марганцем, ванадием, цирконием, оловом и др.

По результатам систематического опробования в пределах Шерловогорского рудного узла отмечается повышенная скандиеносность практически всех рудовмещающих горных пород, содержащих 7 г/т скандия. Все эти данные однозначно свидетельствуют о принятом ГКЗ заниженном его содержании и, соответственно, уменьшении результатов подсчета запасов на порядок.

Содержание скандия в концентратах Шерловой Горы составляло 0,01%. По данным Гиредмета (Г.А. Мельников, 1960 г.) скандий в процессе металлургической переработки полностью переходит в шлак, из которого извлекается кислотным способом. Извлечение его составляет 45–60%.

Для руд Шерловогорского месторождения Гиредметом разработан метод прямого хлорирования скандия газообразным хлором. Извлечение Sc из концентратов, содержащих его в количестве 0,005–0,01%, составляет 10% в продукт с содержанием 5% Sc. При получении чистой Sc₂O₃ извлечение снижается до 8%.

В связи с тем, что к настоящему времени, как отмечено выше, отработано более 50% запасов месторождения, можно принять, что в недрах осталось порядка половина запасов.

По нашим данным, в хвостах обогащения оловянных руд находится до 118 г/т скандия. Тем не менее, для расчета его запасов в отходах разработки (забалансовые руды, отвалы бедных руд) и переработки (хвостохранилище) и остатков в недрах сочтены запасы, пригодные для извлечения попутного извлечения использовано содержание 0,2 г/т. (таблица 2), общие запасы скандия в Шерловогорском олово-полиметаллическом месторождении составляют 110,232 т.

Таблица 2 - Запасы скандия в недрах, техногенных образованиях и отвалах руды Шерловогорского ГОКа

Виды скоплений техногенного сырья	Содержание скандия, г/т	Масса техногенного сырья, тыс. т	Запасы скандия, т
Хвостохранилище	0,2	17617,3	35,235
Забалансовые оловянные руды	0,2	13358,7	26,717
Отвалы бедных оловянных руд	0,2	1430	2,86
<i>Итого:</i>			<i>64,812</i>
Неотработанная руда в недрах	0,2	22712	45,42
<i>Всего</i>		<i>55118</i>	<i>110,232</i>

Таким образом, при переработке бедных некондиционных руд и отвальных хвостов Шерловогорского ГОКа можно получить попутно 237,438 т индия и 110,232 т скандия, стоимость которых может возместить все затраты на возобновление его деятельности и решить важную эколого-экономическую задачу.

Дело в том, что Шерловогорская ландшафтно-геохимическая горнопромышленная

геосистема относится к наиболее опасному кадмий-олово-сурьмяно-висмут-мышьяково-свинцово-цинковому геохимическому типу [4]. Отсюда следует, что в первую очередь для улучшения экологической обстановки и получения наиболее ценных индия, скандия и бериллия целесообразно разработать технологию извлечения этих элементов, а попутно с ними – висмута и кадмия. Как сказано выше, индий и скандий связаны с касситеритом, часть индия и кадмий находятся в сфалерите, а висмут находится в галените. Все эти элементы остались в отходах передела с использованием комбинированного гравитационно-флотационного способа, в связи с нахождением в тонких сростках или в виде изоморфных примесей в обогащительном процессе, которые не были извлечены с применением этого способа.

Большой спектр разнообразия редких элементов (In, Sc, Bi, Cd) в исследуемом техногенном и природном минеральном сырье [5], а также наличие цветных металлов (Sn, Pb, Zn, W), определил необходимость разработки технологий.

Разработаны следующие альтернативные базовые комбинированные технологии извлечения редких и цветных металлов из олово-полиметаллического минерального сырья:

- 1) скважинное подземное выщелачивание техногенных отходов хвостохранилища обогащительной фабрики Шерловгорского ГОКа с извлечением ионов металлов из продуктивных растворов сорбцией и экстракцией;
- 2) пирометаллургическая, включающая предварительное дробление и измельчение техногенного сырья (бедные руды, горные породы вскрыши, отвалы бедных руд, отвалы бедных олово-цинковых руд, отвалы свинцово-цинковых руд), фильтрацию пульпы, перемешивание кеков с лежалыми хвостами Шерловгорского ГОКа и их грануляция, двухступенчатый обжиг, поэтапная дистилляция и рафинирование черновых металлов;
- 3) пиро-гидрометаллургическая в периодическом режиме выщелачивания гранул из измельченной забалансовой руды и лежалых хвостов;
- 4) флотационно-гидрометаллургическая, состоящая из двух этапов:
I этап – флотационный (флотация лежалых хвостов и измельченной руды) с циклами химического вскрытия коллективного концентрата,
II этап – гидрометаллургический с применением поэтапных локальных циклов (выщелачивание, сорбция, десорбция, экстракция);
- 5) хлоридовозгонка с применением в качестве хлоринаторов хлора (хлорида водорода, хлорида кальция), предназначенная для переработки сырья неотработанных запасов Шерловгорского рудного поля, включающая обжиг, горячее пылеулавливание (для отделения пыли от паров хлоридов), отдельную конденсацию хлоридов металлов, селективное извлечение металлов, очистку.

Список использованных источников

1. Бойко С.М. Элементы-примеси в касситеритах оловорудных месторождений как индикатор зонального распределения компонентов в рудных телах // Зап. Забайк. фил. Геогр. о-ва СССР, 1982. – Вып. 48. С. 39–43.
2. Харитонов Ю.Ф. и др. Эколого-экономическая оценка отходов горнопромышленного

- комплекса Читинской области // Ресурсы Забайкалья. Спец.выпуск, 2002. С. 63–69.
3. Осипова Г.А. и др. Элементы –примеси в касситеритах различной модификации и окраски // Минералогия и генезис месторождений Приморья и Приамурья. – Владивосток, 1976. С.28–36.
 4. Юргенсон Г.А.Ландшафтно-геохимические и геоэтические проблемы исторических горнопромышленных территорий на примере Забайкалья //Горный журнал. 2020. № 5. С. 81-86.
 5. Шумилова Л.В. и др. Отходы разработки оловополиметаллических месторождений Забайкалья и физико-химическая геотехнология извлечения комплекса редких и цветных металлов // ГИАБ. 2022. № 9. – С. 156-168.
-

On the technology of extraction of indium and scandium from ores and tailings of the Sherlovogorsky deposit in Transbaikalia

Shumilova L., Yurgenson G.

The mineralogical and geochemical features of ores and stale tailings of processing of the Sherlovogorsky tin-polymetallic deposit are described. An assessment of indium reserves in the Sherlovogorsky ore field is given. Data on scandium reserves in the subsurface, man-made formations and ore dumps of the Sherlovogorsky GOK are presented. Alternative combined technologies for the extraction of rare elements (In, Sc, Bi, Cd), as well as non-ferrous metals (Sn, Pb, Zn, W) have been developed.

КОМБИНИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЧЕШУЙЧАТОГО ГРАФИТА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ПЫЛЕЙ

Н.В. Фадеева, Н.Н. Орехова

Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова
(МГТУ им. Г.И. Носова), г. Магнитогорск, Российская Федерация

Исходя из технологических свойств компонентов, входящих в состав графитовых пылей металлургического производства, для их разделения применимы магнитный, флотационный и гравитационный методы обогащения. Пыли различных участков образования отличаются обогатимостью данными методами.

Объектом данного исследования является графит – минеральный ресурс, включенный в 2021 году в списки сырья, имеющего стратегическое значение для развития национальной экономики. Развитие сырьевой базы природного графита сопряжено со значительными инвестициями в разведку и создание производственных мощностей по добыче и переработке сырья. Вовлечение техногенного сырья в переработку позволит решить задачи обеспечения ресурсами высокотехнологичных сфер производства углеграфитовых материалов ценным и качественным графитом и способствовать дальнейшему развитию этих отраслей. Кроме этого, позволит увеличить

производство графита без увеличения нагрузки на окружающую среду и решить экологические проблемы металлургического производства за счет утилизации дисперсных отходов, ранее не вовлекавшихся в переработку.

Образование графитизированных пылей на металлургических предприятиях связано с переделом чугуна в сталь. Основными компонентами пыли являются графит и железо, содержание которых отличается для разных участков образования и превышает их содержание в природном сырье. Исследования проводились на железографитовой пыли, отобранной на металлургическом предприятии с полным циклом переработки железорудного сырья в сталь: в доменном (ДЦ), кислородно-конвертерном (ККЦ) и электросталеплавильном (ЭСЦ) цехах. Техногенное графитизированное сырье (спель) различных участков образования представляет собой минералогически и технологически отличающиеся объекты для разделения их методами обогащения.

Как установлено в наших исследованиях [1, 2] отличия обусловлены условиями образования пыли и характеризуются различными химическим составом, соотношением минеральных компонентов, их дисперсным составом и распределением компонентов по классам крупности, особенностями кристаллического строения графита, фазовом составе железокислородных компонентов, степенью загрязнения поверхности чешуек (таблица).

Таблица – Вещественный состав исследуемых проб

Характеристика проб	Участки отбора проб		
	ДЦ (2022 г.)	ККЦ	ЭСЦ
Химический состав:			
Углерод	10,17	>30,0 (32,09)	>30,0 (38,05)
Железо	62,9	46,8	53,9
Вредные примеси (P, S, Zn)	0,036, 0,178, 0,119	<0,005, 0,041, 0,026	<0,005, 0,042, 0,027
пмп	10,4	31,0	30,3
Содержание сильно-магнитной фракции, %	91,06	58,04	46,86
Минеральный состав железокислородных включений	Магнетит, гематит графит	Графит, магнетит	Графит, вюстит
Элементарная ячейка графита: идеальная: $a=2,4612$, $c=6,7079$, $z=4$	$a=2,456$, $c=10,044$, $z=6$	$a=2,462$, $c=6,711$, $z=4$	$a=2,465$, $c=6,721$, $z=4$
Тип кристаллической решетки	нецентросимметричная ромбическая	центросимметричная гексагональная, ромбическая	центросимметричная гексагональная
Доля ромбического графита	>	>	>

Особенности вещественного состава пыли будут определять различные подходы к их переработке с определением приоритета при выборе методов обогащения, последовательности применения и комбинирования процессов, определения оптимальных режимов переработки.

Основным критерием оценки используемых процессов, учитывая их

двухкомпонентный состав, является качество получаемых продуктов и полнота извлечения в них соответствующих компонентов. Качество продуктов разделения оценивалось по содержанию в продуктах углерода и сильномагнитной фракции. Содержание углерода определялось на анализаторе SC-144DR сжиганием углерода в атмосфере кислорода до CO_2 , сильномагнитных частиц - ручным магнитом.

Для достижения необходимой степени разделения варьировали способ измельчения, режим динамической пневмоклассификации измельченного сырья, магнитную сепарацию и пенную флотацию на классифицированном и неклассифицированном по крупности материале. Учитывая ценность крупных чешуек графита, при разработке технологических решений переработки графитовой пыли, важно обеспечить баланс между сохранением чешуйчатого строения графитовых частиц и очистки чешуек от загрязняющих фаз.

В результате проведенных исследований гранулометрического состава исследуемых проб и распределения углерода и сильномагнитных частиц по крупности, выявлены следующие закономерности. В пробе ДЦ компоненты пыли находятся в тесной ассоциации друг с другом, больше половины всех частиц имеют размер меньше 0,1 мм, сильномагнитные частицы по количеству преобладают над частицами графита, отсев какого-либо класса не приведет к заметному обогащению продуктов отсева ни по углероду, ни по железу. В пробе ККЦ существует закономерность увеличения содержания магнитной фракции и уменьшения содержания углерода от крупных классов к мелким и для данной пробы при построении технологической схемы может быть целесообразна операция отсева мелких классов с получением 11% железного продукта, содержащего 71,5% железа и пригодного для рециклинга. В пробе ЭСПЦ сильномагнитные частицы преобладают в классах крупнее 1 мм и мельче 0,1 мм, графит преобладает в промежуточных классах. Отсев самого крупного класса приведет к получению продукта низкого качества по железу (~40 %) и с потерей 18 % графита. А при отсеве класса -0,071 мм, качество полученного продукта будет ниже требований, предъявляемых к качеству железных концентратов. Таким образом, в пробах ДЦ и ЭСПЦ характер распределения компонентов свидетельствует о тесной взаимосвязи компонентов друг с другом. Удаление загрязняющих примесей возможно только после измельчения материала.

Теоретически, для любого сырья основными параметрами выбора метода обогащения, являются технологические свойства и крупность извлекаемых частиц, содержание извлекаемых компонентов или удаляемых загрязняющих примесей. При прочих равных условиях выбирают метод, извлекающий компоненты, содержащиеся в меньшем количестве. Исходя из химического состава пылей, для пробы ККЦ предпочтительнее магнитная сепарация, для проб ДЦ и ЭСПЦ – флотация. Проведенными исследованиями подтверждено, что пробы железографитовой пыли участков ДЦ и ЭСПЦ лучше обогащаются флотацией по сравнению с обогащением мокрой магнитной сепарацией. При этом лучше обогащается флотацией графит из пробы ЭСПЦ. По сравнению с пробой ДЦ содержание углерода в концентрате из пробы

ЭСЦ выше на 33,5%, при разнице в содержании сильномагнитной фракции 27,41%. Такая разница в качестве продукта пенной флотации этих двух проб обусловлена большим содержанием графита в пробе ЭСЦ и centrosимметричной гексагональной структурой чешуек графита в этой пробе, близкой к параметрам идеальной структуры графита. В пробе ДЦ возрастает доля графита с ромбической структурой, характеризующей дефектность строения чешуек и имеющего более низкие флотационные свойства. Проба железографитовой пыли участка ККЦ лучше обогащается магнитной сепарацией. При грубом помоле в шаровой мельнице (15% кл. - 0,071 мм) и напряженности магнитного поля 88 кА/м возможно получение графитового продукта высокой чистоты (96,1%) при извлечении 99,2%. Более низкие показатели флотации по сравнению с магнитной сепарацией обусловили отказ от данного метода для пыли ККЦ.

Качество флотационных графитовых концентратов, получаемых из проб ДЦ и ЭСЦ, можно повысить использованием в подготовительных операциях оборудования, обеспечивающего селективное отделение от чешуек графита загрязняющих их сферических частиц и проведением флотации на узко-классифицированном материале. Наиболее селективное раскрытие минеральных фаз в процессе дезинтеграции происходит при разрушении ускоренных частиц свободным ударом в аппаратах центробежно-ударного дробления. Такой способ разрушения реализуется при центробежно-ударном измельчении в мельнице с вертикальным валом. Установлено, что сухой помол железографитовой пыли в мельницах центробежно-ударного измельчения и последующая пневмокласификация измельченных продуктов обеспечивают получение продуктов с узким гранулометрическим составом и обуславливают увеличение флотационной активности графитовых частиц по сравнению с измельчением металлическими шарами. Близкие размеры графитовых частиц в питании флотации обеспечивают близость флотационных свойств частиц, имеющих различную смачиваемость по плоскостям и граням и различное соотношение площадей плоскостей и граней при различной крупности чешуек. Узкий диапазон крупности продуктов классификации графитовой пыли обеспечивает получение более высоких и стабильных показателей флотации. В большей степени это проявляется при флотации пыли ЭСЦ: получен графитовый концентрат высокого качества (94% углерода), при извлечении 99,56%, не содержащий свободные частицы сильномагнитных железосодержащих примесей.

Показатели мокрой магнитной сепарации на классифицированных после центробежно-ударного измельчения продуктах сопоставимы с результатами сепарации после шарового измельчения. Низкая селективность магнитной сепарации пробе ДЦ обусловлена более высоким содержанием в ней сильномагнитных железокислородных фаз, загрязнением чешуек графита магнитными сферами, что приводит к неселективной магнитной флокуляции частиц.

Таким образом, проведенные исследования позволили классифицировать графитсодержащую пыль различных участков металлургического передела по

обогащаемости. Степень обогащаемости возрастает в ряду: пыль доменного – электросталеплавильного - кислородно-конвертерного цехов. Для графитсодержащих пылей разных участков металлургического передела, разработаны индивидуальные технологические решения получения из них концентратов чешуйчатого графита, по качеству соответствующих смазочному, литейному или карандашному графиту. Для получения концентратов, по качеству удовлетворяющих требованиям высокотехнологичных материалов, они могут быть отправлены на доводку химическими и физико-химическими методами.

Список использованных источников

1. Фадеева Н.В. и др. Особенности вещественного состава графитовых пылей различных участков металлургического производства // В сб.: Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2023), 2023. С. 186-189.
 2. Фадеева Н.В. и др. Изучение обогащаемости графитовой спели флотационным методом // В сб.: Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022). 2022. С. 385-388.
-

Combining of beneficiation processes to obtain flake graphite from technogenic carbon-containing dusts

Fadeeva N.V., Orehova N.N.

Based on the technological properties of the components of graphite dusts from metallurgical production, magnetic, flotation and gravity enrichment methods are applicable for their separation. Dusts from different areas of formation differ in enrichability by these methods.

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ ПРИАРГУНСКОЙ ТЭЦ

К.К. Размахнин^{1,2}, Л.В. Шумилова¹

¹ Читинский филиал института горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН (ЧФ ИГД СО РАН), г. Чита, Российская Федерация

² Центр экологической промышленной политики (ФГАУ НИИ «ЦЭПП»), Москва, Российская Федерация, e-mail: igdranchita@mail.ru

Исследована возможность концентрации редких и редкоземельных элементов из золошлаковых отходов Приаргунской ТЭЦ с применением электромагнитной сепарации и кислотного выщелачивания. Разработана технология обогащения золошлаковых отходов.

В процессе использования ископаемых углей происходит образование значительных объемов золошлаковых отходов, представляющих собой ценное

минеральное сырье, зачастую содержащее редкие и редкоземельные элементы, а также золото, серебро и другие полезные компоненты.

Объемы образования золошлаковых отходов в России достигают ежегодно до 100 млн. т при не превышающей 5-10%-ной доле их переработки и утилизации. В этой связи, исходя из масштабов накопления и сырьевого потенциала золошлаковых отходов, они могут рассматриваться как техногенные месторождения минерального сырья, переработка которых позволит получить достаточно широкий перечень товарной продукции.

Одним из наиболее важных факторов, определяющих эффективность переработки золошлаковых отходов (ЗШО) является наличие «наилучших доступных технологий», позволяющих обеспечить как максимально полное извлечение содержащихся в них ценных компонентов, так и комплексность их использования. Разработка таких технологий обуславливается получением информации о ЗШО, в частности об их физико-химических и физико-механических свойствах, минеральном и химическом составех, дисперсности и влажности.

Для изучения возможности извлечения из ЗШО ценных компонентов, в первую очередь, редких и редкоземельных, проведены исследования по обогащению данного вида минерального сырья методом тяжелосредного разделения.

Объектом исследований являлись золошлаковые отходы Приаргунской ТЭЦ.

Результаты экспериментальных исследований, проведенных в начале 2024 года, показали, что такие элементы, как германий, скандий, цирконий, иттрий и другие накапливаются в основном в легких фракциях ЗШО, что определяется наличием органического вещества. Вместе с тем, полученные данные свидетельствуют о том, что применение гравитационных методов обогащения ЗШО без комбинации со специальными методами (гидрометаллургическая переработка) не позволяет эффективно извлекать из них редкие и редкоземельные элементы, показатель извлечения при этом (с применением гравитационных методов) не превышает 15%.

Необходимо отметить, что распределение редких и редкоземельных элементов в ЗШО обусловлено генезисом сжигаемых на ТЭЦ углей, а эффективность их извлечения теми или иными методами определяется минералого-технологическими свойствами. При изучении минералого-технологических свойств установлено, что на Приаргунской ТЭЦ образуемые ЗШО представлены агрегатами слипшихся частиц дегидротезированного глинистого сланца и содержат частицы кварца, полевых шпатов и аморфные карбонаты кальция. Образование фракций различной крупности при сжигании угля обусловлено фазовыми превращениями его минеральных составляющих, вступающими в сложные химические реакции друг с другом.

Проведены экспериментальные исследования по изучению возможности гидрометаллургической переработки ЗШО Приаргунской ТЭЦ различной крупности (-2+1 мм, -1+0,5 мм, -0,5+0,3 мм, -0,3+0,1 мм). Предварительно ЗШО подвергались электромагнитной сепарации, а затем направлялись на гидрометаллургическую переработку. Выщелачиванию подвергались классы крупности с наиболее высоким

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

содержанием редких и редкоземельных элементов (-0,5+0,3 мм, -0,3+0,1 мм). Для выщелачивания редких и редкоземельных элементов применялись серная, соляная и азотная кислоты.

В результате проведения исследований предложена комбинированная гравитационно-гидрометаллургическая, представленная на рисунке.



Рисунок. Схема обогащения и гидрометаллургической переработки золошлаковых отходов Приаргунской ТЭЦ

Проведенные экспериментальные исследования по электромагнитному обогащению ЗШО позволили установить, что в магнитной фракции накапливаются все присутствующие в сжигаемых углях редкие и редкоземельные элементы. Наиболее эффективно переходят в магнитную фракцию такие элементы, как титан, лантан, циркон и галлий, что дает возможность рассматривать данный продукт как коллективный концентрат редких и редкоземельных металлов. При этом выход магнитной фракции при разделении ЗШО на электромагнитном сепараторе составил 24%, что является достаточно высоким показателем. Результаты проведенных исследований показали, что электромагнитная сепарация ЗШО Приаргунской ТЭЦ позволяет эффективно концентрировать редкие и редкоземельные элементы в магнитной фракции: титан (до 26%), циркон (до 34%), иттрий (до 50%), лантан (до 148%), церий (до 52%). Кроме того, магнитная фракция ЗШО может рассматриваться в качестве сырьевого источника оксида железа (содержит более 37% Fe_2O_3), а немагнитная фракция характеризуется достаточно высоким содержанием Al_2O_3 , что позволяет сделать вывод о перспективности ее использования в качестве сырья для производства глинозема.

Значительные объемы образования ЗШО, а также возможность концентрации редких и редкоземельных элементов посредством применения электромагнитной сепарации, определяют рациональность применения гидрометаллургической переработки с целью их извлечения.

В результате проведения исследований определена возможность

гидрометаллургической переработки ЗШО (соляной, серной и азотной кислотами), образующихся при сжигании углей на Приаргунской ТЭЦ. При этом наиболее эффективным для извлечения редких и редкоземельных элементов из ЗШО является кислотное выщелачивание в сочетании с электромагнитной сепарацией. Результаты проведенных экспериментальных исследований показали, что выщелачивание позволяет существенно снизить содержание редких и редкоземельных элементов в золошлаковых отходах посредством перевода данных элементов в раствор с возможностью дальнейшего извлечения сорбционными методами.

Проведенные экспериментальные исследования показали, что ЗШО Приаргунской ТЭЦ могут быть использованы в качестве минерального сырья для получения редких и редкоземельных элементов посредством применения комбинированной схемы переработки, включающей электромагнитную сепарацию и кислотное выщелачивание. Кроме того, в результате применения электромагнитной сепарации возможно получение из ЗШО Fe-содержащего концентрата и поликомпонентной немагнитной фракции для дальнейшей металлургической переработки. Вместе с тем, получаемые в результате переработки ЗШО побочные продукты, исходя из мирового опыта, могут найти применение в строительной индустрии. Достижимый при комплексной переработке ЗШО экологический эффект позволит существенным образом снизить техногенную нагрузку на окружающую среду района расположения золоотвалов, а также в значительной степени повысить экономическую эффективность работы объектов энергетической инфраструктуры.

Studying the rare earth elements extracting possibility from ash and slag wastes of Priargunsk TPP

Razmakhnin K.K., Shumilova L.V.

The possibility of rare and rare earth elements concentrating from ash and slag wastes of the Priargunsk TPP using electromagnetic separation and acid leaching was investigated. The technology for enriching ash and slag waste has been developed.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИНКА ИЗ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ПРОДУКТОВ И ОТХОДОВ НИКЕЛЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА АО «КОЛЬСКАЯ ГМК»

А.Г. Касиков¹, О.А. Тимощук¹, Н.М. Тарасенко²

¹ Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

² АО «Кольская ГМК», г. Мончегорск, Российская Федерация, e-mail: a.kasikov@ksc.ru

Показано, что цинк является одной из наиболее проблемных примесей при получении высококачественного электролитного никеля. Изучено распределение цинка по

промежуточным продуктам и отходам никелевого производства Кольской ГМК и определены условия глубокого отделения цинка от цветных металлов.

АО «Кольская ГМК» является одним из крупнейших производителей никеля в мире. Ранее при производстве никеля с растворимыми анодами, которые получали методом высокотемпературной плавки, цинк большей частью переходил в газовую фазу и концентрировался в анодной пыли, что обеспечивало рафинирование никелевого сырья по этому элементу [1].

С переходом на новую технологию производства никеля операция выплавки исключена и цинк при гидрохлорировании никелевого порошка трубчатых печей практически полностью переходит в раствор. Однако, при извлечении из растворов железа, меди и кобальта попутная очистка растворов от цинка не происходит.

На Кольской ГМК для очистки концентрированных никелевых растворов от микропримесей цинка в настоящее время предусмотрено проведение их экстракционной очистки с использованием растворов 10-15% третичных аминов в инертном разбавителе с добавкой модификатора, в качестве которого используют алифатические спирты [2].

Процесс экстракционного извлечения основан на том, что цинк в присутствии ионов хлора способен образовывать устойчивые анионные комплексы и поэтому хорошо экстрагируется анионообменными экстрагентами [3].

Ранее данный процесс был освоен для извлечения цинка из отсечных электролитов медного производства Кольской ГМК после введения в них хлорида натрия для создания в растворе концентрации ионов хлора около 1.5 моль/л. В этих условиях достигалось высокое извлечение цинка с минимальным извлечением в раствор других примесей [2].

Особенностью экстракции цинка из концентрированных никелевых растворов является очень высокий хлоридный фон, который составляет более 5 моль/л, что ведет к снижению извлечения цинка вследствие соэкстракции железа, меди и кобальта [4].

Для уменьшения извлечения цветных металлов в цинковый реэкстракт предусмотрена промывка раствора водой с возвратом промывного раствора в никелевое производство, однако часть примесей остается в органической фазе и при реэкстракции цинка они переходят в реэкстракт.

Для извлечения цинка из реэкстрата предусмотрено гидролитическое осаждение цинка с использованием концентрированного раствора соды. Нами показано, что извлечение цинка зависит от pH осаждения металлов и наличия в растворе примесей. Ранее, в присутствии в реэкстрактах значительного количества железа получали кеки, обогащенные преимущественно железом (таблица 1).

Таблица 1 - Содержание металлов в кеках гидролитической очистки цинковых реэкстрактов

Кек цинкоочистки	Содержание металлов, в масс.%				
	Ni	Cu	Co	Fe	Zn
Кек 1(2022)	4.0	17.0	3.0	31.0	0.24
Кеки 2(2024)	13.9-16.7	24.5-30.8	2.3-4.5	1.4-3.3	0.68- 1.0

После подачи на экстракцию цинка никелевых растворов с низкой концентрацией железа состав реэкстрактов существенно изменился и из них стали получать кеки, содержащие значительно меньше железа, но больше остальных металлов, включая цинк.

Очевидно, что данные кеки содержат очень много цветных металлов и не могут быть отвальными, но из-за высокого содержания в них цинка их нельзя возвращать в оборот, так как весь цинк вернется в никелевое производство.

В данной работе проведены исследования по изучению возможности отделения цинка от цветных металлов.

Известно, что в отличие от приведенных в таблице элементов, цинк является амфотерным металлом и способен образовывать растворимые в щелочных растворах комплексы, поэтому с целью селективного выщелачивания цинка из кека гидролитической очистки проведены эксперименты по его выщелачиванию щелочными растворами (таблица 2).

Таблица 2. Влияние условий выщелачивания цинка растворами NaOH из влажного кека, содержащего 1,0 масс.% цинка, при температуре 60°C.

Условия выщелачивания	Содержание в растворе, мг/л	Извлечено в мг из 100 г влажного кека
2м NaOH Т:Ж 1:5	216	108
3м NaOH Т:Ж 1:5	280	140
4 м NaOH Т:Ж 1:5	310	155
5м NaOH Т:Ж 1:5	305	153
2м NaOH Т:Ж 1:7.5	175	132
2м NaOH Т:Ж 1:10	150	150

Из таблицы 2 следует, что максимальное количество цинка может быть извлечено из кека при выщелачивании 3-4 моль/л раствором щелочи при Т:Ж 1:5, или 2 М раствором щелочи при Т:Ж=1:10. Медь, кобальт и никель при щелочной обработке в раствор практически не переходили, но в растворах дополнительно найдено порядка 50 мг/л свинца, который, очевидно, также соэкстрагировался при извлечении цинка. Далее из щелочного раствора осаждали гидроксид цинка путем обработки щелочного раствора серной кислотой до достижения рН 9.5, что позволило осадить 97% цинка.

В работе была также изучена возможность отделения цинка от цветных металлов на стадии гидролитического осаждения.

В настоящее время процесс осаждения проводится путем осаждения цинка при рН

около 8, что обеспечивает полный перевод цинка в осадок, но при этом в цинковые кеки осаждаются медь, никель и кобальт. Известно, что снизить рН гидратообразования для кобальта возможно, если его предварительно перевести в высшую степень окисления. С учетом этого факта проведены эксперименты по отделению цинка от цветных металлов при обработке реэкстрактов раствором гипохлорита.

Для осаждения металлов реэкстракт цинкоочистки обрабатывали раствором гипохлорита натрия производства Кольской ГМК, рН осаждения варьировали от 4 до 6. После доведения рН раствор выдерживали в течение часа и осадок отделяли фильтрованием. Фильтраты анализировали методом атомной абсорбции. Результаты приведены в таблице 3.

Таблица 3 - Исходный состав реэкстракта и фильтратов после обработки цинкового реэкстракта раствором гипохлорита натрия

рН осаждения металлов	Содержание металлов, в г/л				
	Zn	Fe	Co	Cu	Ni
Исходный раствор	0.006	0.009	0.033	0.170	0.040
4	0.006	<0.001	0.001	0.140	0.040
5	0.006	<0.001	<0.001	0.040	0.039
5.5	0.006	<0.001	<0.001	0.030	0.040
6.0	0.004	<0.001	<0.001	0.010	0.007

Из таблицы 3 следует, что в интервале рН осаждения 4-5.5 цинк не переходит в осадок, тогда как железо, кобальт и большая часть меди извлекаются из раствора с получением кека не содержащего цинк. Из чего следует, что при проведении предварительного осаждения при рН не более 5.5 возможно получение продукта, который можно вернуть в производство. На второй стадии рН поднимается до 8 и производится осаждение цинка. Для исключения осаждения в кек никеля, необходимо исключить его поступление в цинковые реэкстракты за счет снижения уноса водной фазы при экстракции и попадания на гидролитическую очистку никелевых растворов с других переделов цеха.

Таким образом, проведение дробного осаждения металлов на стадии гидролитической очистки позволит снизить объем получаемых цинковых кеков. а дополнительная обработка кеков щелочными растворами обеспечит вывод большей части цинка в отдельный кек, не содержащий цветных металлов.

Список использованных источников

1. Касиков А.Г., Арешина Н.А. Утилизация и комплексная переработка продуктов и отходов газоочистки медно-никелевого производства // Изд. ФИЦ КНЦ РАН Апатиты 2019. 196с.
2. Захаров А.В. и др. Освоение экстракционных технологий в АО «Кольская ГМК» при производстве кобальта и меди // Цветные металлы. 2013. № 10. - С. 51-55.
3. Jha M. K., Kumar V. & Singh R. J. Solvent Extraction of Zinc from chloride solutions // Solvent Extraction and Ion Exchange, 2002. 20:3, p.389-405.
4. Варнавская А.О. и др. Влияние состава экстракционной смеси на извлечение цинка из концентрированных хлоридных никелевых растворов АО «Кольская ГМК» // Труды Кольского научного центра РАН. Сер. Технические науки. – 2023. – Т.14. – №5. – С.18-23.

Extraction of zinc from intermediate products and waste of nickel production of JSC Kola MMC

Kasikov A.G., Timoshchik O.A., Tarasenko N.M.

It is shown that zinc is one of the most problematic impurities in the production of high-quality electrolytic nickel. The distribution of zinc by intermediate products and waste of nickel production of the Kola MMC has been studied and the conditions for deep separation of zinc from non-ferrous metals have been determined.

ЖИДКОСТНАЯ ЭКСТРАКЦИЯ НИКЕЛЯ ИЗ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ТЕХНОГЕННЫХ РАСТВОРОВ

А.Г. Касиков¹, Л.В. Дьякова¹, О.А. Тимощик¹, Л.Г. Чеканова², В.Н. Ваулина²

¹ Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

² Институт технической химии Уральского отделения РАН филиал Пермского федерального
исследовательского центра (ИТХ УрО РАН), г. Пермь, Российская Федерация

Проведены исследования по экстракционному извлечению никеля из технологических растворов, в том числе из растворов, полученных из отходов АО «Кольская ГМК». Установлено, что при использовании экстрагентов и ГВИК 1599 и HBL 110 в диапазоне pH = 1.6-2.5 никель селективно извлекается по отношению к железу.

В настоящее время существует острая проблема переработки и использования бедных никелевых растворов и отходов медно-никелевого производства, представляющих дополнительный источник для производства ценных металлов. Часть отходов практически не используются и складываются в отвалах, что влечет за собой значительные затраты на их захоронение и повышает экологическую опасность в промышленных регионах. Изучение качественного состава железистых отходов показывает, что с ними теряются такие ценные металлы как медь, никель и кобальт. Так, например, в отвальных шлаках ОАО «Кольская ГМК», количество которых составляет более 80 млн. т., при среднем содержании никеля на уровне 0.12% общее содержание этого элемента составляет около 100000 т. [1].

Существенно повысить производство никеля можно и при вовлечении в переработку растворов, например, образующихся при выщелачивании окисленных никелевых руд. Однако многие растворы от гидрометаллургической переработки никелевого сырья и отходов медно-никелевого производства содержат значительное количество железа, которое обычно удаляют из раствора гидролитическим способом с получением отвальных кеков.

Цель данной работы состояла в изучении возможности извлечения никеля из различных железосодержащих растворов с использованием селективной экстракции.

Для исследований использовали следующие растворы:

- ✓ от отмывки диоксида кремния, полученного при сернокислотном выщелачивании металлургического шлака медно-никелевого производства по способу [2],

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

- ✓ сернокислотного выщелачивания технологических илов АО «Кольская ГМК»;
- ✓ бактериального выщелачивании труднообогатимых руд Буруктальского никелевого месторождения.

Эти растворы, содержащие значительные количества никеля могут использоваться для получения гексагидрата сульфата никеля, который является важным источником никеля, применяемого в производстве литий-ионных аккумуляторов.

Для экстракции никеля использовали реагент китайского производства HBL 110, который представляет собой смешанный экстрагент, состоящий из сложного эфира карбоксилата пиридина и динонилнафталинсульфоновой кислоты [3] и ГВИК 1519, разработанный в «ИТХ УрО РАН» на основе гидразидов α -разветвленных третичных карбоновых кислот фракции C₁₅-C₁₉ [4].

При переработке металлургических шлаков никелевого и медно-никелевого производства по сернокислотной технологии с целью получения диоксида кремния, широко применяемого в качестве сорбента или вяжущего, образуются растворы, содержащие железо и цветные металлы [2]. Растворы, получаемые при сернокислотном выщелачивании технологических илов, и растворы от бактериального выщелачивания труднообогатимых руд Буруктальского никелевого месторождения также содержат никель, медь, кобальт на фоне значительных количеств железа [5].

Для экстракционного извлечения цветных металлов, например, никеля, концентрации которого довольно велики, необходимо использовать селективные по отношению к железу реагенты.

В таблице представлены результаты экстракции металлов высокоселективным экстрагентом HBL 110 и для сравнения ГВИК 1519. Составы экстракционных смесей: 0.4 М (~15%-ный) ГВИК 1519 + 5% 2-этилгексанол в Solvesso и 45%-ный HBL 110 в Escaid 100.

Таблица - Экстракция металлов экстрагентами ГВИК 1519 и HBL 110 из железосодержащих растворов при O:B=1:1.

Условия получения раствора	Экстрагент	№	Вид раствора	Содержание Me, г/л			
				Fe	Ni	Cu	Co
Раствор от переработки металлургического шлака		1	Исходный	31.9	0.81	0.590	0.87
	ГВИК 0.4М pH=1.6	2	Рафинат	31.8	0.026	0.003	0.002
	HBL 110, 45% pH=1.7	3		31.8	0.029	0.007	0.003
Сернокислотное выщелачивание технологических илов		4	Исходный	4.43	16.0	2.55	0.54
	ГВИК 0.2М pH=1.6	5	Рафинат	3.67	9.6	0.35	0.40
	HBL 110, 45% pH=2.3	6		4.41	12.4	0.36	0.44
Бактериальное выщелачивание руд Буруктальского никелевого месторождения		7	Исходный	11.9	1.86	0.006	0.025
	HBL 110, 45% pH=2.5	8	Рафинат	11.7	0.59	0.001	0.002
	ГВИК 0.2М pH=1.6	9		11.6	0.012	0.001	0.001

Как следует из таблицы, экстрагенты HBL 110 и ГВИК 1519 способны извлекать никель в присутствии железа с различной степенью селективности при относительно низких значениях pH раствора. Примеси меди соэкстрагируются вместе с никелем, содержание железа в рафинатах практически соответствует его содержанию в исходных

растворах. Экстракция кобальта зависит от содержания никеля в растворе и его высокое извлечение достигается только после удаления из раствора никеля, которое, очевидно, можно повысить путем увеличения расхода экстрагента и проведения многоступенчатой экстракции. Анализ таблицы также показывает, что ГВИК 1519 лучше экстрагирует никель по сравнению с HBL 110, но реэкстракция из него никеля требует использования более концентрированных растворов серной кислоты.

Разделение цветных металлов возможно осуществить на стадии промывки и реэкстракции с получением очищенного раствора сульфата никеля.

Таким образом, показана принципиальная возможность селективного извлечения никеля в результате процессов экстракции-реэкстракции из сернокислых техногенных растворов. Однако для окончательного выбора экстрагента требуется проведение дополнительных противоточных испытаний на каскаде экстракторов.

Список использованных источников

1. Россинский Е.Е. Металлургические шлаки медно-никелевой промышленности Заполярья (свойства и применение) / АН СССР. Кольск. филиал им. С.М. Кирова. Ин-т химии и технологии редких элементов и минер. сырья. – Ленинград : Наука. 1974. – 271 с.
 2. Касиков А.Г. и др. Способ переработки металлургического шлака: Патент 2765974 РФ.2022.
 3. Li Z., Guiqing Z., Liansheng X., Zuoying C. Direct Solvent Extraction of Nickel from Sulfuric Acid Leach Solutions of Low Grade and Complicated Nickel Resources Using a Novel Extractant of HBL110 // Rare Metal Technology. 2016.P.47-54.
 4. Радусhev А.В. и др. Прямая экстракция никеля из модельного сульфатного раствора гидразидом трет-карбоновых кислот VERSATIC // Журнал прикладной химии. 2016. Т. 89. Вып. 6. С. 719-724.
 5. Адамов Э.В., Панин В.В. Биогидрометаллургические процессы в технологии переработки минерального сырья. Л.:Наука, 1990. с 245.
-

Liquid extraction of nickel from iron-containing technogenic solutions

Kasikov A.G., Dyakova L.V., Timoshchik O.A., Chekanova L.G., Vaulina V.N.

Studies have been conducted on the extraction of nickel by liquid extraction from technological solutions, including solutions obtained from waste from JSC Kola MMC. It was found that when using HDVA 1519 u HBL 110 and extractants in the pH range = 1.6-2.5, nickel is selectively extracted with respect to iron.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ТЕЛЛУРА ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ОБЖИГОВОЙ ПЫЛИ НИКЕЛЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Н.С. Арешина, А.Г. Касиков

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

Представлены результаты исследования распределения теллура при переработке пылей от обжига никелевого концентрата АО «Кольская ГМК» и показаны возможности попутного концентрирования этого элемента с получением первичных концентратов.

Теллур – редкий металлоид, имеющий низкое содержание в земной коре, который нашел свое применение в различных сферах в элементарном виде и в составе соединений, среди которых наиболее востребован в виде теллурида кадмия при производстве солнечных батарей. Более 90% теллура в мире производится из промежуточных продуктов переработки медного сырья, но вследствие растущего спроса, расширения применения и одновременно наблюдающейся тенденции перехода на гидрометаллургические технологии производства меди, все больший интерес вызывает извлечение теллура из других побочных продуктов [1].

В 2018 году на комбинате «Североникель» АО Кольская ГМК для исключения попадания свинца в продукты основной технологии в результате оборотной переработки пыли введена в эксплуатацию Установка обессвинцевания обжиговых пылей никелевого производства [2]. Анализ промежуточных и конечных продуктов выявил в них присутствие теллура в различных количествах (таблица 1), в связи с чем проведены исследования, направленные на поиск путей его извлечения и концентрирования.

Таблица 1 - Среднее содержание теллура в исходных пылях и продуктах их переработки

Продукт		Содержание, мас.%	Продукт	Содержание, мг/л
Пыли электрофильтров	вторых полей	0.60	Фильтрат водного выщелачивания	521.2
	третьих полей	0.62		
Остаток выщелачивания	водного	0.64	Маточный раствор осаждения свинца	≤1.0
	хлоридного	≤0.1		
Свинцовый кек		0.53		

Изучение распределения показало, что в наибольшей степени теллур концентрируется в растворе водного выщелачивания пыли, который затем согласно схемы используется на операции осаждения свинца в качестве сульфатсодержащего реагента. В результате лабораторных испытаний дополнительно установлено, что обусловленное этим присутствие теллура в свинцовом кекке оказывает отрицательное влияние на извлечение серебра при комплексной переработке пыли. Таким образом,

извлечение теллура из раствора водного выщелачивания целесообразно как с точки зрения получения дополнительного концентрата, так и для очистки фильтрата выщелачивания перед подачей его на операцию осаждения.

Перспективными методами извлечения теллура, учитывая многокомпонентный состав раствора и сравнительно незначительное содержание элемента, являются сорбция или цементация [3-5].

В статических условиях исследована сорбция теллура ионообменными смолами Purolite с различными полимерными структурами и функциональными группами. Установлено, что ряд анионообменных и хелатообразующих сорбентов способны сорбировать более 50% от содержащегося в растворе теллура, а степень извлечения ионитом Purolite S910 достигала 99%, при остаточном содержании в растворе менее 4.5 мг/л (таблица 2).

Таблица 2 - Сорбция теллура хелатообразующими сорбентами из раствора водного выщелачивания

Ионит	t °C	Извлечение,%	Ионит	t °C	Извлечение,%
Purolite S910	22	83.4	Purolite S910	40	99.4
Purolite S920		66.1	Purolite S920		44.5
Purolite S985		51.5	Purolite S985		61.6
Purolite S957		26.5			
Purolite S930		27.3			

Следует отметить, что дальнейшее развитие исследований предполагает изучение возможности сорбции теллура ионитами отечественного производства.

Исследования цементации теллура на медном, никелевом и железосодержащем реагенте показали преимущества применения никельсодержащего материала для его извлечения из сульфатных растворов данного ионного состава. В качестве реагента может быть использован производящийся на АО «Кольская ГМК» никелевый концентрат трубчатых печей (НППП). Цементация даже при низком расходе реагента обеспечивает глубокое извлечение теллура (таблица 3), а также позволяет получить концентрат халькогенов на цементате. Так, при Т:Ж = 1:300 пятикратное использование цементата не привело к снижению степени извлечения теллура из свежей порции раствора, которая составила во всех случаях более 93%.

Таблица 3 - Содержание теллура в растворе при цементации на НППП

Раствор	Содержание, мг/л	Извлечение,%
Исходный	800.2	-
После цементации Т:Ж		
1:50	1.77	99.8
1:100	0.98	99.9
1:300	18.6	97.7
Укрупненный эксперимент		
Исходный	465.2	-
После цементации 1:300	3.42	99.3

Таким образом, в работе показана возможность глубокого извлечения теллура из раствора водного выщелачивания, образующегося при переработке обжиговых пылей никелевого производства, методами сорбции и цементации, а также получения теллурсодержащих концентратов.

Список использованных источников

1. Fidele Mareng Makuei, Gamini Senanayake. Extraction of tellurium from lead and copper bearing feed materials and interim metallurgical products – A short review // Minerals Engineering. – 2018. – V. 115. – P.79 – 87.
 2. Тюкин Д.П. и др. Промышленные испытания технологии извлечения свинца из пыли от обжига никелевого концентрата в печах кипящего слоя // Цветные металлы. - 2018. - №10. - С. 35-40.
 3. Lei Zhang et al. Sorption characteristics and separation of tellurium ions from aqueous solutions using nano-TiO₂ // Talanta. -2010. – V. 83. – P. 344–350.
 4. Mokmeli M. et al. Thermodynamics and kinetics study of tellurium removal with cuprous ion // Hydrometallurgy. – 2014. – V. 147–148. – P. 20–29.
 5. Глазунова Г.В. и др. Изучение способов выделения металлов платиновой группы и редких халькогенов из растворов сложного состава // Записки Горного института. – 2005. - Т. 165. – С. 66 – 67.
-

Extraction of tellurium in the complex processing of nickel-fired dusts

Areshina N.S., Kasikov A.G.

The results of a study of the distribution of tellurium during the processing of dust from the firing of nickel concentrate of JSC Kola MMC are presented and the possibilities of concomitant concentration of this element to obtain a primary concentrates are shown.

**РАЗРАБОТКА ИННОВАЦИОННЫХ РЕШЕНИЙ ОБОГАЩЕНИЯ
НИЗКОСОРТНОГО ПЛАВИКОШПАТОВОГО СЫРЬЯ С ЦЕЛЮ
ПОВЫШЕНИЯ ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЕГО
ПЕРЕРАБОТКИ**

Е.В. Колодежная¹, И.В. Шадрюнова¹, О.Е. Горлова¹, М.С. Гаркави²

¹ Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

² ЗАО «Урал-Омега», г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: kev@uralomega.ru

Металлургические предприятия России испытывают недостаток в высококачественном плавикошпатовом концентрате. Представлены результаты переработки флюоритовой руды по технологической схеме, включающей электросепарацию. Получен высококачественный плавикошпатовый концентрат при обогащении в воздушной среде.

Плавиковый шпат и сырье для его получения относятся к экономически значимым полезным ископаемым. Российский рынок плавикового шпата характеризуется острым

дефицитом качественных отечественных концентратов и в значительной степени обеспечивается за счет импортируемых материалов. Сложившиеся ситуация обусловлена особенностями промышленных запасов флюорита в России, 30% (3,7 млн т) которых содержится в комплексных рудах с низким содержанием CaF_2 и значительным содержанием карбонатов.

Практика обогащения низкосортной флюоритовой руды предполагает флотационное обогащение по многостадийным технологическим схемам, что неизбежно удорожает готовую продукцию за счет увеличения объемов переработки, наличия обязательных операций очистки сточных вод и обезвоживания продуктов обогащения. Водоснабжение технологических процессов также вызывает трудности при освоении небольших месторождений, расположенных в горных и засушливых районах.

В этой связи разработка схемы сухого обогащения флюоритовой руды позволит вводить в эксплуатацию мелкие месторождения, расположенные в неблагоприятных условиях, снизить энергетические затраты во всех операциях обогащения и удешевить природоохранные мероприятия, за счет исключения затрат на строительство и содержание хвостохранилища. Сухие фракционированные хвосты обогащения в виде гравия, щебня, песка различной крупности найдут применение в качестве строительных материалов.

Технологии обогащения с использованием сухой магнитной и электрической сепараций, пневматического обогащения, радиометрических методов сегодня можно назвать альтернативными традиционным гравитационным и флотационным схемам обогащения, и имеющими большие перспективы для многих видов минерального сырья. Одним из перспективных методов сухого обогащения руд, содержащих минералы, обладающие различной электрической проводимостью или способностью приобретать электрический заряд в процессе контактной электризации, является электрическая сепарация. В электрическом поле происходит разделение сухих частиц материалов по величине или знаку создаваемого на их поверхности заряда, в зависимости от их химического состава и размера, и который, к тому же, можно искусственно изменять и усиливать различия разделяемых компонентов в электрофизических свойствах. При обогащении флюоритовых руд электросепарация может применяться для разделения флюорита и кальцита в операциях доводки черновых концентратов. Удельное электрическое сопротивление кварца ($10^{13} - 10^{16}$ Ом*м) и кальцита ($109 - 1014$ Ом*м) ниже, чем у флюорита ($10^{15} - 10^{17}$ Ом*м).

Предварительная подготовка материала перед электросепарацией предусматривает улучшение условий разделения заряженных частиц и изменение естественных электрофизических характеристик минералов. Разделение заряженных частиц улучшается при снижении их влажности и содержания пылевидных частиц. На электросепарацию рекомендуется подавать однородный по крупности материал, так как при неклассифицированном материале силы, величины которых пропорциональны диаметру частиц, могут нивелировать действие электрических сил. Таким образом, при

подготовке кварц-флюоритовой руды к электросепарации необходимо обеспечить:

- раскрытие сростков флюорита с минералами вмещающей породы, не допуская при этом перехода ценного компонента в шламовые фракции (менее 0,05 мм);
- крупность материала не более 3 мм;
- узкий гранулометрический состав материала и его обеспыливание.

Достижение этих требований возможно при осуществлении на стадии рудоподготовки селективной дезинтеграции и воздушной классификации материала. Наиболее рациональными аппаратами, реализующими условия селективного раскрытия разнопрочностных фаз гетерогенных материалов, являются аппараты ударного действия.

Для высокоточной воздушной классификации сыпучих материалов различной дисперсности применяются центробежные классификаторы.

Термическая обработка материала перед электросепарацией воздействует как на объемную, так и на поверхностную составляющую электропроводности.

При термической обработке различие в электропроводности достигается вследствие неодинакового изменения проводимости компонентов руды. Зависимость между температурой и электропроводностью у разных минералов неодинакова, поэтому каждой минеральной «паре» соответствует оптимальный интервал температуры, при котором имеет место наибольшая разница в их электропроводности.

Результаты электросепарации при различной температуре подготовленной руды показали, что эффективность разделения материала снижается при температуре ниже 125°C.

В качестве объекта исследований выбрана малосульфидная кварц-флюоритовая руда, которая по содержанию флюорита относится к средним (массовая доля CaF_2 35 – 50%), со значительным количеством карбонатов (таблица).

Таблица – Химический состав флюоритовой руды

Массовая доля компонентов, %									
CaF_2	SiO_2	Al_2O_3	K_2O	$\text{Fe}_{\text{общ}}$	TiO_2	S	P	CaCO_3	ПМПП
44,0	33,7	3,78	2,27	0,73	0,20	0,12	0,02	7,8	6,63

По результатам оптико-петрографического анализа, установлено, что руда представляет собой карбонатизированный углисто-глинистый сланец с прожилками флюорита. Основными минералами руды являются флюорит (40%), кварц (28%), карбонат (18%) и слюда (9%). Из второстепенных минералов преобладает углистое вещество (5%).

Руда исходной крупности 150–200 мм дробилась в щековой дробилке (в две стадии) до фракции 0–5 мм и далее поступала на подготовку к электросепарации. Для технологических испытаний были приняты три схемы переработки материала, приведенные на рисунке.

Первая и вторая схемы подготовки флюоритовой руды к электросепарации

включали дробление руды в центробежно-ударной дробилке в цикле с грохотом и затем обеспыливание дробленого материала в центробежном классификаторе.

Третья схема вместо дробления в центробежно-ударной дробилке включала сухое измельчение руды в измельчительном комплексе КИ и обеспыливание в центробежном классификаторе.

После стадии рудоподготовки фракционированный материал нагревался до 130°C. Установлено, что при измельчении руды в комплексе КИ до крупности менее 0,5 мм, и обеспыливании в центробежном классификаторе по границе 0,063 мм повышается качество концентрата, уменьшается выход промпродукта и хвостов электросепарации.

Разработана и испытана технологическая схема сухого обогащения малосульфидной кварц-флюоритовой руды с использованием центробежно-ударного измельчения руды, воздушной классификации и электрической сепарации.

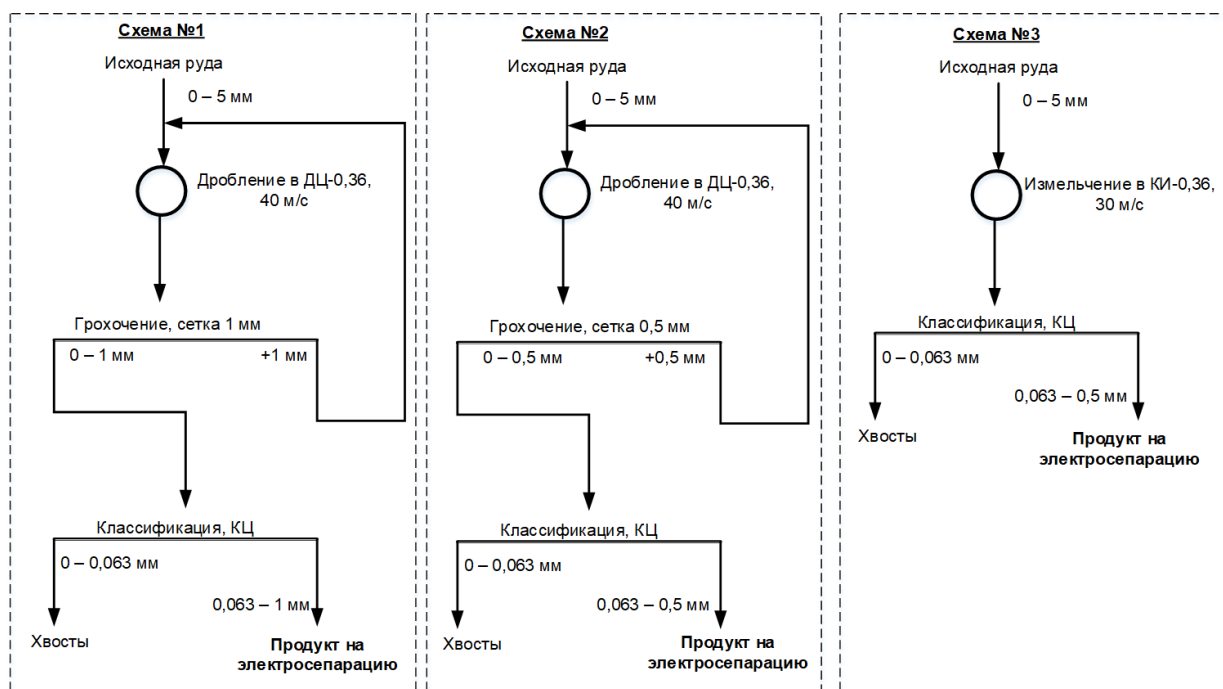


Рисунок. Варианты подготовки руды к электросепарации

В результате переработки получен плавиновошпатовый концентрат с массовой долей CaF_2 85%, отвечающий требованиям к металлургическим флюоритовым концентратам и концентратам для получения сварочных материалов.

Технологии сухой переработки минерального сырья обеспечивают получение новых высоколиквидных видов нерудной товарной продукции, характеризуются большей экологической безопасностью, уменьшением капитальных вложений в обогатительный комплекс и снижением общих эксплуатационных расходов, и будут становиться всё более востребованными, особенно в наши дни, когда экологические проблемы, а также потребление энергии и воды являются основными проблемами для горнодобывающей индустрии.

Development of innovative solutions for the enrichment of low-grade fluorspar raw materials in order to improve the environmental and economic indicators of its processing

Kolodezhnaya E.V., Shadrunkova I.V., Gorlova O.E., Garkavi M.S.

Metallurgical enterprises in Russia lack high-quality fluorspar concentrate. The results of processing fluorite ore according to a technological scheme including electrical separation are presented. A high-quality fluorspar concentrate was obtained during enrichment in an air environment.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ КРИОГЕННОГО МЕТОДА ОСВЕТЛЕНИЯ САПОНИТСОДЕРЖАЮЩЕЙ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ ДЕЙСТВУЮЩЕГО ХВОСТОХРАНИЛИЩА ОФ АО «СЕВЕРАЛМАЗ»

А.Ю. Масанов¹, А.М. Тюрин², В.Г. Миненко³, А.С. Тимофеев³

¹ Центр инноваций и технологий АК «АЛРОСА» (ПАО), Москва, Российская Федерация

² АО «Севералмаз», г. Архангельск, Российская Федерация

³ Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Экспериментально обоснована технологическая эффективность криогенного способа осветления сапонитсодержащей оборотной воды хвостохранилища обогатительной фабрики АО «Севералмаз» методом ее последовательного замораживания и последующей оттайки, позволяющего в период оттайки получать 0,8 млн. м куб. осветленной воды с одного квадратного километра поверхности хвостохранилища, содержащей твердых частиц менее 1 г/л, что обеспечивает сохранение высоких технологических показателей процессов извлечения алмазных кристаллов и экологическую безопасность эксплуатации хвостохранилища.

Алмазные кристаллы месторождения им. М.В. Ломоносова характеризуются высоким качеством, однако включающие их породы в отличие от коренных кимберлитов практически полностью представлены глинистыми смектитовыми минералами типа сапонита, содержание которых по данным геологических исследований практически не изменяется с глубиной залегания рудного материала.

Указанные минералы обладают специфическими свойствами, обуславливающими их способность к постоянному взаимодействию с окружающей водной системой, в результате которого водная фаза насыщается тонкодисперсной системой с очень низкой скоростью седиментации в естественных условиях, осаждение которой практически невозможно стандартными методами осветления оборотных технологических вод [Чантурия В.А. и др. Электрохимический способ извлечения минералов монтмориллонитовой группы из вод хвостохранилищ // Горный журнал. 2012. №12. С.83-87].

Отсутствие способности к эффективному естественному осаждению глинистых сапонитовых частиц в объеме действующего хвостохранилища делает невозможным

организацию качественного оборотного водоснабжения и обеспечение технологических процессов переработки алмазосодержащего материала водой с необходимыми физико-химическими параметрами, в том числе по содержанию в ней твердых частиц.

Происходит ежегодное ухудшение качества оборотной воды, содержание твердых частиц в которой в настоящее время превышает 300 г/л, что обуславливает необходимость применения специальных методов их снижения в условиях действующего хвостохранилища или необходимость использования в технологическом процессе дополнительных объёмов чистой воды из внешних источников, что приводит к увеличению количества десбалансной воды в общем объёме хвостохранилища. Данная цифра в последние годы достигает 2.5-3 млн куб. м /год

Для решения поставленной проблемы специалистами института ИПКОН РАН научно обоснован и экспериментально апробирован в качестве наиболее эффективного криогенный метод осветления оборотной воды действующего хвостохранилища с выполнением предварительных расчетов его экономической эффективности.

Метод вымораживания сапонитсодержащих суспензий с целью их осветления является новой разработкой, что подтверждается результатами патентного поиска

Экспериментальными исследованиями в лабораторных условиях определены скорость и глубина вымораживания проб оборотной воды (рисунок 1).

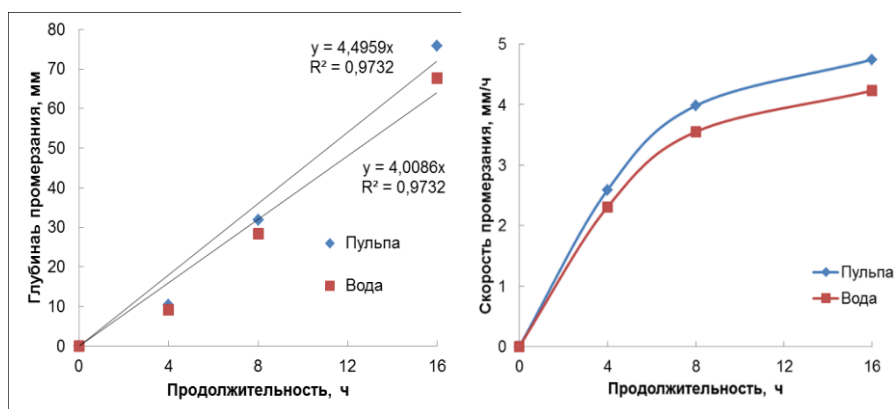


Рисунок 1. Результаты исследований скорости замораживания суспензии

Из представленных графиков видно, что уже за первые 4 часа скорость замораживания для оборотной воды в лабораторных условиях составляет 3,5 мм/ч; после 8-12 часов скорость замораживания составляет 4,9 мм/ч.

На фотографиях рисунка 2 приведены образы замороженных и оттаянных проб оборотной воды.



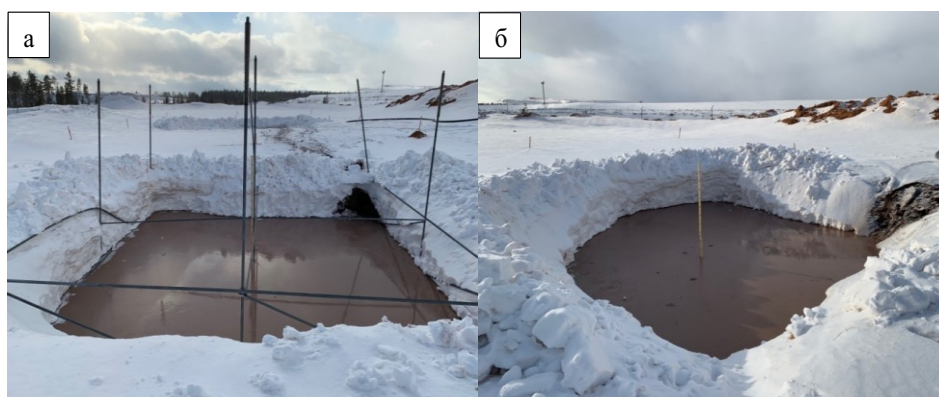
а б
Рисунок 2. Пробы замороженной (а) и после оттайки (б) оборотной сапонитсодержащей воды

Анализом результатов выполненных лабораторных экспериментов установлена эффективность применения криогенного метода обработки воды хвостохранилища обогатительной фабрики (ОФ) АО «Севералмаз» вследствие получения за один цикл «замораживание-размораживание» осветленного слива с содержанием твердого менее 10 г/л, при выходе более 56%.

С целью подтверждения полученных данных криогенный метод осветления сапонитсодержащих вод апробирован опытно-промышленными испытаниями в естественных климатических условиях эксплуатации действующего хвостохранилища ОФ АО «Севералмаз».

Испытания выполнены последовательно в два этапа: зимний (период замораживания) и весенне-летний (период оттаивания) с использованием специально подготовленных опытных отсеков, наполненных реальной оборотной сапонитсодержащей водой.

Внешний вид опытных отсеков в период замерзания представлен на рисунке 3, в период оттаивания- на рисунке 4.



а б
Рисунок 3. Внешний вид отсеков в процессе замораживания оборотной воды

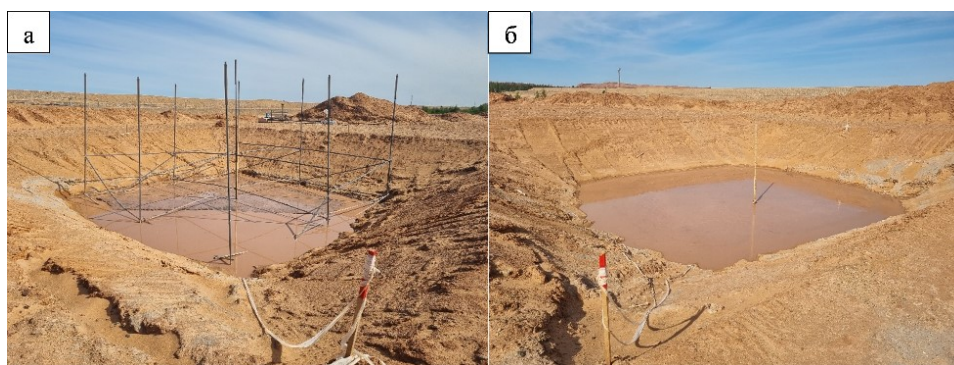


Рисунок 4. Внешний вид оборотной воды опытных отсеков после ее оттаивания

В качестве сравнения испытаны различные варианты применения криогенной технологии осветления оборотной воды для условий действующего хвостохранилища:

- ✓ применение разработанных устройств-термостабилизаторов (рисунки 3а и 4а);
- ✓ применением послойного способа замораживания оборотной воды (рисунки 3б, 4б).

В качестве контрольных объектов использовались аналогичный отсек с исходной оборотной водой без дополнительного воздействия и пробы оборотной воды из действующего хвостохранилища.

Применение метода замораживания и оттайки в условиях эксперимента позволило получить слой осветленной воды в опытных отсеках от 0,5 м до 1 м с содержанием твердого менее 1 г/ л. При этом глубина осветленного слоя с содержанием твердого менее 1 г/ в контрольном отсеке за период испытаний не превышала 0,3 м, а в реальных условиях действующего хвостохранилища в этот же период – 0,1-0,15 м.

Результатами выполненных испытаний подтверждена технологическая эффективность апробированных криогенных методов обработки оборотной воды хвостохранилища, обусловленная:

- ✓ соотношением толщины осветленного слоя воды (<1 г/л твердого) к исходному объёму замороженной оборотной воды, равным 0,5:1, что обеспечивает возможность получения постоянного количества осветленной воды, равной 50% от образованной толщины льда;
- ✓ глубиной осветленного методом замораживания слоя воды, составляющей в условиях эксперимента в опытных отсеках – 46-50 см; в контрольном отсеке 30-32 см; а в реальных условиях действующего хвостохранилища – 10-15 см.

Получение стабильного количества осветленной воды с содержанием твердого менее 1 г/л дает возможность использовать ее для разбавления части исходной оборотной воды до значений содержания твердого, принятых допустимыми к использованию в процессах обогащения действующей фабрики (например, 20-40 г/л), что позволит сократить затраты на реализацию разработанной криогенной технологии осветления сапонитсодержащей воды хвостохранилища ОФ АО «Севералмаз».

По результатам укрупненных расчетов основных предполагаемых затрат на реализацию исследованных методов в условиях хвостохранилища с оценкой их

технологической эффективности, обуславливающей возможность создания оборотного водоснабжения требуемого качества, к промышленной реализации рекомендован метод криогенной обработки, заключающийся в применении послойного способа последовательного замораживания-размораживания сапонитсодержащей оборотной воды в естественных условиях действующего хвостохранилища ОФ АО «Севералмаз».

Результаты опытно-промышленных испытаний подтверждены соответствующими актами.

Experimental assessment of the effectiveness of the cryogenic method of clarification of saponite-containing circulating water of the operating tailings pond of the Severalmaz Branch Plant

Masanov A.Yu., Tyurin A.M., Minenko V.G., Timofeev A.S.

The technological effectiveness of the cryogenic method for clarification of saponite-containing recycled water from the tailings pond of the Severalmaz processing plant was experimentally substantiated by the method of its sequential freezing and subsequent thawing, which makes it possible to obtain 0.8 million cubic meters during the thawing period, clarified water from one square kilometer of the surface of the tailings pond, containing solid particles of less than 1 g/l, which ensures the preservation of high technological indicators of the processes for extracting diamond crystals and the environmental safety of the operation of the tailings pond.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ГИДРОКСИДО-КАРБОНАТНОГО КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ОБОРОТНЫХ ВОД

И.В. Пестряк¹, В.В. Морозов¹, В.А. Нургалеев²

¹Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация.

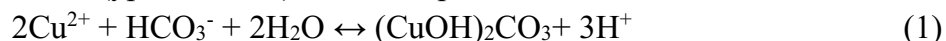
²Сарылахская обогатительная фабрика АО «Сарылах-сурьма», Республика Саха (Якутия),
Российская Федерация

Показана возможность и определены условия существенного снижения концентрации ионов меди за счет реализации схемы стадийной очистки с последовательной подачей в качестве реагента-осадителя извести и соды.

В условиях дефицита природной чистой воды перспективными ресурсами для системы оборотного водоснабжения горно-обогатительных предприятий являются промышленные воды сложного химического состава, включая насыщенные катионами тяжелых металлов фильтраты складированных хвостов, отвалов, стоки золоотвалов, а также сточные воды других потребителей водных ресурсов.

Для очистки медьсодержащих водных продуктов часто применяют технологии гидроксидного осаждения с использованием в качестве реагентов каустической соды или извести. При использовании такой технологии наиболее вероятным первичным

продуктом при значительной концентрации меди является осадок сложного состава, включающий основную соль (уравнение 1) и аквагидрохсокомплекс меди.



Результаты термодинамического анализа показывают возможность снижения равновесной концентрации ионов меди до 10^{-6} моль/л, или 0,063 мг/л. Однако на практике достичь столь существенного сокращения концентрации меди в водной фазе не удается, что связано с нахождением ионов металла в равновесии с осадком и переходом катиона меди при повышении рН среды в форму купрат – иона CuO_2^{2-} .

На практике же мы имеем дело с водными системами, существенно насыщенными ионами кальция и магния, в то время как концентрация ионов меди на несколько порядков меньше и составляет 10^{-5} - 10^{-4} моль/л. В таких условиях процессы карбонатного осаждения ионов меди и кальция могут протекать практически одновременно (уравнения 1, 2).



Для более полного связывания ионов меди целесообразно применить принцип очистки с использованием эффекта совместного осаждения ионов меди с ионами кальция. Для выбора оптимальных условий процессов осаждения была построена совмещенная диаграмма соединений меди и кальция в координатах $\lg[\text{H}_n\text{CO}_3^{m-}] - \text{pH}$. Результаты расчетов показали, что одновременное осаждение карбоната кальция и гидрокарбоната меди возможно в слабощелочной области рН при концентрациях карбонатных-ионов более 10^{-5} моль/л. Для выбора условий соосаждения в достаточно широком интервале рН - от 6 до 12 и концентрации HCO_3^- и CO_3^{2-} , когда возможен более полный переход ионов в осадки, термодинамически возможна реакция взаимодействия осаждаемых компонентов (уравнение 3).



Для реализации выбранного подхода необходимо поддержание рН среды, при котором возможно одновременное осаждение карбоната кальция и гидрокарбоната меди. Требуемый результат достигается при подаче в очищаемую воду щелочного реагента и соли угольной кислоты, обеспечивающей необходимую концентрацию растворимых форм угольной кислоты (рисунок 1, область 3).

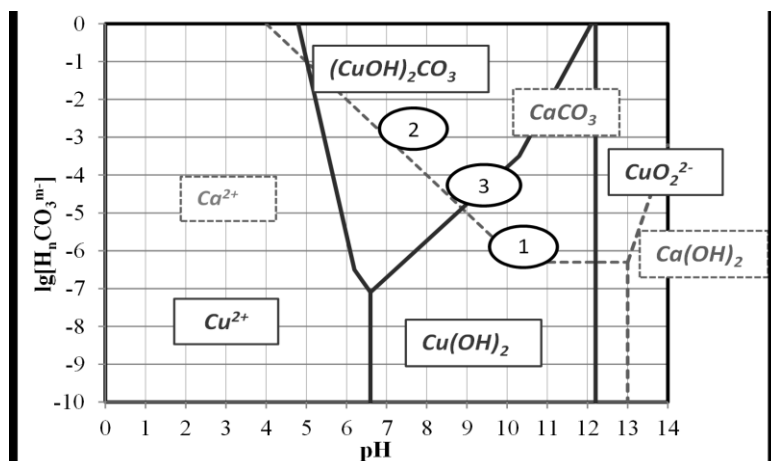


Рисунок 1. Совмещенные диаграммы устойчивости соединений меди и кальция в условиях взаимного осаждения в рудничных водах:

1 - область щелочного осаждения;
2 - область содового осаждения; 3 - область известково-карбонатного осаждения

Для сравнения режимов водоочистки были поставлены опыты по химическому осаждению ионов меди в присутствии ионов кальция из стоков рудника открытых работ ГОКа «Эрдэнэт».

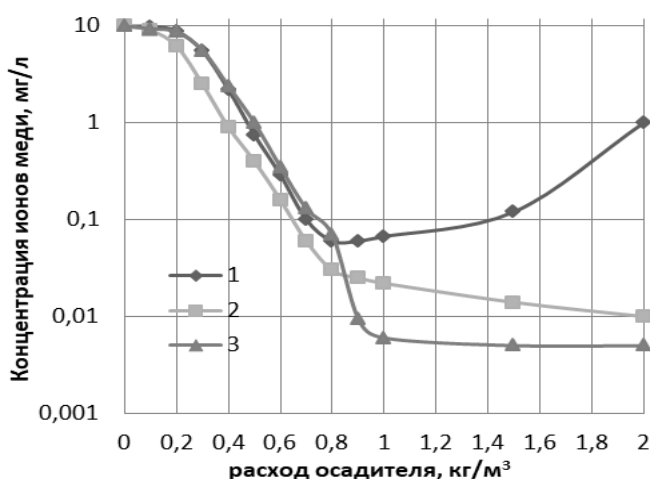


Рисунок 2. –Зависимости изменения концентраций ионов меди при регулировании pH рудничных вод с использованием осаждения реагентами-осадителями: NaOH (1), Na₂CO₃ (2) и Ca(OH)₂ с NaHCO₃ (3)

Как видно из рисунка 2 применение гидроксида натрия (каустической соды) оказывается малоэффективным и позволяет снизить концентрацию ионов меди при расходе реагента-осадителя 1 кг/м³ только до уровня 0,075 мг/л при pH = 10,3. Использование содовой технологии при аналогичных расходах реагента-осадителя (как правило соды Na₂CO₃) позволяет снизить концентрацию ионов меди до 0,025 мг/л. Наблюдаемое существенное различие в достигаемой концентрации меди обусловлено тем, что при использовании гидроксида натрия происходит осаждение гидроксида меди, а при использовании карбоната или бикарбоната натрия (Na₂CO₃ и NaHCO₃) – гидрокарбоната меди. При применении известково-карбонатной технологии, при том же суммарном расходе реагентов – осадителей (расход извести – 0,8 кг/м³, соды – 0,2 кг/м³, достигается снижение концентрации ионов меди до 0,06 мг/л (рисунок 2, кривая 3).

Анализ зависимости остаточной концентрации меди от расхода реагентов-осадителей, представленный на рисунке 2 (кривая 3) показывает, что добавление соды

(после расхода извести $0,8 \text{ кг/м}^3$) существенно изменяет форму кривой осаждения, что обусловлено преобладающим взаимодействием карбонатных ионов с оставшимися в растворах ионами меди.

Лучшие результаты, достигаемые при стадийном известково-содовом осаждении, так же обусловлены соосаждением тяжелых металлов с карбонатом кальция.

Наилучшим является режим последовательной подачи извести и соды (бикарбоната натрия), при котором ионы меди первоначально связываются в гидроксиды меди, а после подачи бикарбоната натрия происходит соосаждение гидрокарбоната меди и карбоната кальция. Такой режим позволяет в более существенной мере снизить остаточную концентрацию ионов меди.

Предложенный режим был проверен для кондиционирования стоков карьера при их подаче в качестве оборотной воды в операцию измельчения и медно-молибденовой флотации в смеси со сливом хвостохранилища (1:1).

Результаты флотационных экспериментов показали, что при использовании технологии стадийного осаждения как возможность более полного связывания ионов меди (до $0,006 \text{ мг/л}$), так и получение более качественного медно-молибденового концентрата (до $15,5\%$) при применении за счет предотвращения активации пирита ионами меди.

Разработанный режим кондиционирования оборотных вод был апробирован в процессе подготовки оборотной воды в схеме обогащения медно-молибденовых руд. Результатами испытаний была подтверждена эффективность предложенной технологии кондиционирования насыщенных медью стоков горного цеха ГОКа, позволяющей повысить качество товарного медного концентрата с $18,6$ до $19,1\%$.

Improvement of the technology of hydroxide-carbonate conditioning of circulating waters

Pestryak I.V., Morozov V.V., Nurgaleev V.A.

The possibility is shown and the conditions for a significant decrease in the concentration of copper ions are determined due to the implementation of a scheme of stage purification with sequential supply of lime and soda as a precipitating reagent.

РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВТОРИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД ПРИМОРЬЯ

Киенко Л.А., Воронова О.В.

Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail-kienkola@rambler.ru

В работе даны обоснования целесообразности вовлечения в переработку вторичного сырья Ярославской горнорудной компании. Установлены факторы, влияющие на селективность флотации тонкодисперсного материала. Предложена рациональная схема обогащения, обеспечивающая извлечение свыше 73% флюорита в качественный концентрат.

На действующих горнорудных предприятиях Приморского края в настоящее время остро ощущается снижение качества добываемых руд, общий дефицит сырьевых ресурсов. В частности, накопившиеся проблемы за годы эксплуатации месторождений Вознесенского рудного района (ВРР), привели к остановке Ярославской горнорудной компании.

Содержание флюорита, основного ценного минерала в доступных для добычи рудах, на момент прекращения работы предприятия снизилось до 25-28%, что на 10-12% ниже, чем в предыдущие годы. Одновременно содержания кальцита, существенно осложняющего технологию флотационного обогащения [1, 2] возросло в 1,5-2,5 раза. В сложившейся ситуации в качестве перспективного сырья можно рассматривать проскладированные в хвостохранилище предприятия отходы обогатительной фабрики. Объём их, по существующим оценкам, составляет не менее 30 млн. тонн.

Содержание CaF_2 , по данным опробований различных участков массива, колеблется в пределах 13-23%, кальцита 12-14%. Причинами высокого содержания флюорита в отходах переработки является низкая эффективность действовавшей технологии, что связано с чрезвычайно тонким взаимное прораствание компонентов в рудах и наличием трудноразделяемых минералов.

Флотация лежалых отходов обогащения представляет собой, как известно, довольно сложную задачу, т.к. поверхность минеральных частиц, составляющих рудную массу, в результате предыдущих воздействий на неё флотореагентами и продолжительного контакта с воздушной и водно-солевой средой хвостохранилищ, приобретает особые свойства [3].

Особенностями, определяющими адсорбционные свойства исследуемого материала при этом, являются доступность к взаимодействиям с компонентами пульпы поверхностного слоя частиц, состав и плотность образовавшихся покрытий. Кроме того, при разработке технологии обогащения сырья необходимо учитывать, возросшие требования потребителей к качеству флюоритовых концентратов. До остановки на реконструкцию (2000-2013 год), предприятием производились концентраты марки ФФ-90, содержащие не менее 90% CaF_2 и не более 3% SiO_2 [4]. В настоящее время технология переработки флюоритовых концентратов потребителями перестроена на использование более высокосортного сырья (до 95 и более % CaF_2 , и не более 1-1,5% SiO_2). Производство таких концентратов из низкокачественного техногенного сырья представляет собой крайне сложную задачу.

В основу исследований возможности обогащения материала, представляющего собой лежалые хвосты флотации, были положены наши разработки, позволившие повысить эффективность флотации рудного сырья [5, 6]. В результате экспериментов проведенных на семи пробах, отобранных в различных зонах хвостохранилища,

содержащих от 14,8 до 20,74% флюорита удалось достичь стабильного получения концентратов с содержанием CaF_2 свыше 93% и извлечением флюорита 52,5-67,4%.

Исследования первоначально проводились по схеме с открытым циклом, без доработки промпродуктов. Установлено, что получение концентратов с массовой долей CaF_2 свыше 95%, возможно лишь после жёстких корректировок технологических режимов и неизбежно сопровождается существенным снижением извлечения флюорита.

Труднообогатимые, тонковкрапленные руды ВРР требуют высокой степени измельчения, что диктует включение в схему соответствующего набора операций [7]. Селективность флотации достигалась за счёт использования композиций карбоксильных соединений с фторидом натрия, жидкого стекла и лигносульфонатов.

Действовавшая на предприятии схема обогащения предусматривала не менее шести перечисток черногого флюоритового концентрата, а также вывод промпродуктов в отдельный цикл. При обогащении техногенного сырья количество перечистных операций было увеличено до 8.



Рисунок. Схема флотации техногенных хвостов в замкнутом цикле с доработкой промпродуктов

Химический и минералогический анализ камерных продуктов перечисток показал, что содержание флюорита в них изменялось от 4-15% после первых перечисток до 40-85% в 4-8 промпродуктах. Массовая доля кальцита, напротив, снижалась от 12-48% в промпродуктах 1-4, до 11-5% на заключительных перечистных этапах. При этом в связи со значительно более высоким выходом первых промпродуктов, степень извлечения кальцита в них доходила до 50% и более. На рисунке представлена схема с доработкой промпродуктов в замкнутом цикле.

Результаты экспериментов по представленной схеме приведены в таблице. С целью вывода кальцита и повышения общей селективности флотации камерные продукты 1-2 перечисток были выведены как отвальные. Потери по извлечению флюорита с ними составили 10,69%. Кальцита утилизировано 40,9% от общей его массы. В хвосты основной флотации по извлечению концентрируется свыше 40% CaCO_3 .

Таблица – Результаты обогащения техногенных хвостов по схеме с замкнутым циклом обработки промпродуктов

Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		CaF ₂ /SiO ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃
Флюоритовый к-т	13,62	93,18/2,0	0,79	73,60	0,98
Промпродукт 1-2	18,9	9,7	23,57	10,69	40,9
Хвосты 1	62,91	2,45	7,01	8,94	40,28
Хвосты 2	3,73	23,87	44,69	5,17	15,23
Шламы	0,75	36,87	38,26	1,60	2,61
Исх. питание	100	17,24	10,95	100	100
Отходы общие.	86,38	5,27	12,55	26,40	99,02

Таким образом, суммарно в головных операциях из схемы выводится свыше 81% кальцита, что значительно облагораживает питание 3-8 перечисток и облегчает задачу получения качественного флюоритового концентрата.

В результате проведенных исследований была установлена возможность получения концентрата с массовой долей CaF₂ более 93% и извлечением флюорита 73,6%. С учётом качества исходного материала и характеристик минеральных поверхностей изучаемого сырья, полученные показатели можно оценить, как вполне удовлетворительные. Довольно высокие потери флюорита с хвостами 2 и промпродуктами неизбежны по причине высокой засорённости их кальцитом, наличием сростков, тонких шламов, а также сложностей, связанных с доступностью минеральных структур. Содержание двуокиси кремния в концентратах, полученных по результатам восьми последовательно проведенных циклов, составило 1,82-2,2%, что несколько выше требований потребителей, однако заметно ниже, чем в концентратах, выпускаемых ранее предприятием.

Список использованных источников:

1. Саматова Л.А. др. Разработка теоретических основ селективной флотации кальцийсодержащих минералов, входящих в состав руд Приморских месторождений // Проблемы комплексного освоения минерального сырья: материалы междунар. науч.-практич. конф. – ГИАБ. Дальний Восток, 2005. – С. 274-287.
2. Астахов Р.Я. и др. Селективная флотация флюорит-карбонатных руд – Новосибирск: Наука, 1983.
3. Сизяков В.М. и др. Обогащение лежалых хвостов флотации апатит-нефелиновых руд // Обогащение руд. – 2016. – № 2 (362). – С. 33–39.
4. Киенко Л.А. и др. Пути повышения качественного состава флюоритовых концентратов при вторичном обогащении техногенного сырья // ФТПРПИ. – 2022. – № 6. – С. 150–160.
5. Киенко Л.А., Воронова О.В. Использование высокоселективных модификаторов при флотации карбонатно-флюоритовых руд Приморья // ГИАБ. – 2015. – №30. – С. 213-219.
6. Патент 2646268 РФ: Способ обогащения карбонатно-флюоритовых руд / Киенко Л. А., Воронова О. В., заявитель и патентообладатель ФГБУН ИГД ДВО РАН – заявл. 12.04.2017, опубл. 02.03.2018 Бюл. № 7.
7. Киенко Л.А., Воронова О.В. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. 2018. – № 10. – С. 78-83.

Development of effective technology of secondary processing of fluorite ores dressing wastes of Primorye region

Kienko L.A., Voronova O.V.

The paper provides substantiation of expediency of involvement in processing of secondary raw materials of the Yaroslavy mining company. Factors influencing selectivity of flotation of thin dispersed material have been established. The rational enrichment scheme providing extraction of more than 73% of fluorite in a quality concentrate is propose.

ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ХВОСТОВ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ ФЛОТАЦИИ

А.В. Рассказова

Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: annbot87@mail.ru

Выполнены исследования доизвлечения ценных компонентов из хвостов свинцово-цинковой флотации. Методом двухстадийного выщелачивания достигнуто извлечение цинка в продуктивный раствор 43-56%.

В настоящее время интерес к переработке техногенных месторождений полезных ископаемых неуклонно возрастает. Связано это с тем, что зачастую содержание полезного компонента в рудах текущей добычи ниже, чем в хвостах обогащения и спецотвалах. Среди прочих преимуществ разработки хвостов обогащения следует отметить наличие инфраструктуры (дороги, электроэнергия) и измельченное состояние хвостов обогащения, что обуславливает экономию на операциях рудоподготовки, которые являются наиболее энергоемкими в процессе обогащения полезных ископаемых.

Полиметаллические руды и хвосты их обогащения являются ценным комплексным минеральным сырьем. К сожалению, зачастую из таких руд извлекаются один или два ценных элемента, а остальные уходят в отвалы с хвостами обогащения (но некоторые компоненты выходят в концентрат и также отдельно не извлекаются).

Состав и строение техногенных месторождений определяются промышленным типом исходного природного месторождения, способом добычи и технологической схемой переработки минерального сырья, а также условиями складирования и сроками хранения отходов.

Полиметаллические руды, в частности, цинково-свинцовые, перерабатываются методом флотационного обогащения. Прямая селективная схема флотации применялась для обогащения исследуемых свинцово-цинковых руд.

То, что не удалось извлечь традиционными методами обогащения, возможно извлечь гидрометаллургическими методами. Доизвлечение основных и попутных компонентов возможно эффективно методом выщелачивания. При гидрометаллургической переработке используются растворы кислот и различных окислителей (1).



Реакциями замещения возможно растворение сульфидов с выделением элементарной серы, основанное на изменении окислительно-восстановительного потенциала некоторых ионов металлов. В основе данного метода лежат следующие известные процессы растворения сульфидов в солях трехвалентного железа (2):



Ионы серы, отдавая электроны, превращаются в элементарную серу в присутствии окислителей (ионов Fe^{3+}). Пирит растворяется в указанных растворителях лишь частично, что на практике позволяет достаточно селективно растворять цветные металлы.

К реакциям замещения также относится растворение сульфидов металлов в растворах гипохлорита натрия, являющегося сложным кислородным соединением хлора с высоким окислительным потенциалом (1,35 В). Требуется создание условий для стабилизации гипохлорита натрия перед технологическим процессом выщелачивания.

В настоящем исследовании было протестировано извлечение цинка из хвостов обогащения свинцово-цинковых руд методом выщелачивания. Исходное содержание цинка в хвостах обогащения составляет 0,6%. Свинца – 619 г/т. Содержание мышьяка в пробе – 0,42%. Среди ценных попутных компонентов следует выделить висмут, кадмий, серебро, золото. Исходная руда относится к промышленному типу скарновых и метасоматических залежей в известняках. Главными рудными минералами являются галенит, сфалерит, халькопирит, пирротин, арсенопирит. Цинк представлен сфалеритом. Основными минералами, слагающими хвосты, являются кварц и карбонаты. Хвосты лежалые, присутствуют следы окисления – буроватые налёты ожелезнения.

Было протестировано выщелачивание серной кислотой при ее различных концентрациях при комнатной температуре. Оптимизировано соотношение Т/Ж. Установлено, что наиболее эффективное соотношение Т/Ж=1/3.

Выщелачивание выполнялось по двухстадийной схеме. На первом этапе карбонатный раствор применялся для диффузионного предокисления в статическом режиме. Карбонатный раствор (NaHCO_3) обрабатывался электролизом и насыщался озоном. Контактное минеральной массы с рабочим раствором составило 2 суток. На втором этапе агитационное выщелачивание пробы раствором серной кислоты 10 г/л выполнялось в течение 5 часов.

Применение электроактивации и насыщение рабочих растворов активными формами кислорода (озоном) способствует повышению извлечения цветных металлов в продуктивный раствор. Максимально достигнутое извлечение цинка составило 43-56% (концентрация серной кислоты 10 г/л, добавление хлорида натрия 20 г/л и озонирования рабочего раствора на стадии предокисления).

Благодарности. Химические анализы исходного минерального сырья и продуктов обогащения выполнены на базе ЦКП "ЦИМС" ХФИЦ ДВО РАН.

Reprocessing of lead-zinc flotation tailings for recovery of valuable components

Rasskazova A.V.

Research of reprocessing of lead-zinc flotation tailings was carried out. Using the two-stage leaching method, 43-56% zinc recovery to the pregnant solution was achieved.

ПРИМЕНЕНИЕ БЕНТОПОЛИМЕРНОЙ КОМПОЗИЦИИ ДЛЯ УЛУЧШЕНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ

Д.А. Ветюгов^{1,2}, Т.Н. Матвеева²

¹ ООО «Бентонит Хакасии», г. Черногорск, Российская Федерация,

² Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН
(ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация

Постоянно сохраняющаяся тенденция к улучшению технико-экономических показателей восстановительных агрегатов – как доменных печей, так и установок прямого получения железа, обуславливает поиск и исследование новых подходов к повышению качества железорудных окатышей. Разработка и реализация новых технических решений, обеспечивающих существенное улучшение металлургических свойств окатышей, определяет конкурентоспособность окатышей, произведенных из концентратов отечественных обогатительных фабрик, как на внутренних, так и на международных рынках железорудного сырья.

Качество железорудного сырья, уровень загрязнения внешней среды выбросами углеродсодержащих газов и энергоэффективность пирометаллургического процесса являются взаимосвязанными. Улучшение качества окускованного продукта (прежде всего его прочности) обеспечивает сокращение рециркуляционной нагрузки по переделу и сопровождается снижением энергозатрат на производство и уменьшением пылевыведения [1]. Механические и металлургические свойства железорудных окатышей определяются многими факторами: минеральным составом исходного сырья, количеством и композицией флюсов, типом и дозировкой связующего, структурой, режимом термообработки, диаметром, неравномерностью обжига по слою и характером пористости. Управление этими факторами на фабрике окомкования является возможным в случае применения технических решений, направленных на модификацию макроструктуры окатышей и предотвращение её дефектов.

В работе представлены результаты экспериментальных исследований процесса окомкования с применением бентополимерных композиций (БПК). Поскольку

необходимая и достаточная для доменного процесса прочность обожжённых окатышей успешно достигается в текущем производстве, ключевой задачей исследований ставилось, помимо поиска путей снижения расхода бентонита, улучшение именно металлургических свойств окатышей.

Результаты опытных работ доменных печей показывают, что некоторое снижение величины прочности обожжённых окатышей не оказывает отрицательного влияния на показатели доменной плавки, если их металлургические характеристики были улучшены различными технологическими приёмами. На комбинате «Азовсталь» при работе на окатышах с вводом в шихту тонкоизмельченного твёрдого топлива производительность печи возросла на 6,1%, а удельный расход кокса снизился на 12% при некотором снижении величины прочности [2]. Прочность железорудных материалов во время нагрева и восстановления снижается. Поэтому продолжается разработка методов одновременного определения прочности и восстановимости в условиях, приближающихся к имеющимся в шахте доменной печи. Наиболее перспективными из этих методов можно считать метод Линдера (Швеция) и метод фирмы «Кобэ Стил» (Япония). Испытания окатышей по методу Линдера проводятся в электрической трубчатой печи диаметром 100 мм и длиной 300 мм, вращающейся со скоростью 30 об/мин. Во время опыта печь продувается восстановительным газом, расход которого составляет 15 л/мин. Состав этого газа и скорость нагрева печи изменяются по ходу опыта, который длится 5 ч. Пригодными для транспортировки и доменной плавки считаются окатыши, имеющие показатель Линдера равный 6%.

Восстановимость - важнейшая характеристика качества агломерата и окатышей, которую необходимо учитывать при оценке потребительских свойств железорудного сырья. Под восстановимостью понимается способность железорудного материала с большей или меньшей скоростью отдавать кислород от оксидов железа газу-восстановителю. Ее роль возрастает по мере совершенствования доменного процесса и сокращения удельного расхода кокса. Восстановимость определяется по ГОСТ 17212-84 как отношение массы отнятого кислорода к массе первоначально связанного кислорода, выраженное в процентах. Также она может быть определена как стандартизированная степень восстановления, которая обычно рассчитывается по убыли в массе или по изменению химического состава восстанавливаемого образца [3].

Ход работы. Подробная характеристика шихтовых компонентов, а также методика получения сырых окатышей, их обжига и определения прочности подробно описаны в работах [4] [5]. Способ производства исследуемой связующей добавки: бентополимерной композиции также упоминается в работах. Наиболее полное описание процесса производства БПК отображено в патенте на изобретение [6].

Снижение расхода бентонита представляется важным инструментом для оптимизации химического состава готовых окатышей, что особенно актуально для окатышей повышенного качества, произведенных из дообогащенных концентратов.

Таблица 1 - Результаты исследований

Тип связующего	Дозировка, кг/т	Средний диаметр сырых окатышей $d_{\text{средн}}$, мм	Пористость, %	Прочность обожженных окатышей $P_{\text{об}}$, кг/ок	Восстановимость, %	LTD (линдер) кл. +6,3, %
Бентонит (Даш-Салахлинское месторождение)	8	10,6	20,46	291	83,4	95,16
БПК-1	6	11,1	21,31	282	88,19	96,26
БПК-4	6	11,3	21,75	277	88,15	96,69

Таблица 2 - Химический состав готовых окатышей

Наименование связующего	Массовая доля компонента в окатышах, %			
	Fe _{общ}	FeO	SiO ₂	CaO
Базовый бентонит	65,9	0,29	4,94	0,22
БПК-1	66,1	0,22	4,75	0,20

Результаты химического анализа показали, что значительное снижение расхода бентонита (на 30%) привело к снижению содержания диоксида кремния на 0,2%, при этом допустимая погрешность химического анализа (ГОСТ 23581.15) в зависимости от методики может составлять от 0,1-0,2%, т.е. значения снижения содержания диоксида кремния лежат в диапазоне допустимой погрешности. Это говорит о том, что снижение дозировки бентонита на 1-2 кг/т можно практически не обнаружить в результатах химического анализа. Учитывая это, снижение расхода бентонита в процесс окомкования без потерь качественных характеристик окатышей остается важной задачей как с точки зрения снижения себестоимости готовых окатышей за счет снижения объема закупаемого связующего, так и с точки зрения рационального освоения дефицитного и исчерпаемого высококачественного бентонитового сырья. Тем не менее, различие содержаний железа и диоксида кремния в окатышах, произведённых с БПК, измеряемое в десятых долях процента игнорировать нерационально, т.к. исходя из закона сохранения массы очевидно, что чем крупнее партия окатышей (например 1–2,5 - 4 млн. т), тем значимее эффект для ТЭП работы доменной печи сложные для определения хим. анализом 0,1-0,2% SiO₂. Снижение содержания диоксида кремния в доменной шихте представляется одним из путей к сокращению расхода кокса, основного теплоносителя (90% общих затрат на топливо), что является одной из главных задач совершенствования доменного производства [7].

Заключение. В рамках данной работы были проведены экспериментальные исследования по окомкованию, обжигу и определению металлургических свойств окатышей из концентрата Стойленского ГОКа с применением новых рецептов бентополимерных композиций, добавление которых взамен чистого бентонитового порошка Даш-Салахлинского месторождения (Азербайджан) позволило снизить расход глины на 30%, тем самым оптимизировав химический состав окатышей, снизив содержание диоксида кремния (основной вредной примеси) и повысив содержание

ценного компонента – железа. Помимо оптимизации химического состава, удалось зафиксировать улучшение металлургических характеристик окатышей, а именно значительное увеличение восстановимости (на 5% абс., с 83 до 88%) а также прочности при восстановлении по методу Линдера (LTD выход класса +6,3 увеличился более чем на 1% абс.). Отмечено незначительное снижение прочности на раздавливание окатышей, произведенных с БПК (в пределах 3-4% отн., что статистически входит в интервал стандартной ошибки <5%, позволяя правомерно считать прочность неизменной). При этом следует отметить, что в производственных условиях при повышенных динамических нагрузках в окомкователе ухудшение результатов окомкования и термоупрочнения, выявленное в лабораторных условиях, будет проявляться в меньшей степени [8].

Список использованных источников

1. Чижикова В.М., Бижанов А.М. Зеленые технологии в современном окусковании, Москва: Инфра-Инженерия, 2023.
 2. Журавлев Ф.М. Подготовка металлургического сырья для доменной и бездоменной металлургии железа, Москва: Инфра-Инженерия, 2021.
 3. Кобелев В.А. и др. К проблеме восстановимости железорудного агломерата //Сталь, № 12, С. 6-8, 2000.
 4. Ветюгов Д.А., Матвеева Т.Н. Экспериментальное исследование процесса окомкования доизмельченного железорудного концентрата Стойленского ГОКа с применением новых составов бентополимерных связующих //Черные металлы, № 3, С. 4-10, 2023.
 5. Ветюгов Д.А. и др. Применение ксантановой камеди в составе бентополимерного связующего при окомковании железорудного концентрата //Черные металлы, т. 1109, № 5, С. 4-9, 2024.
 6. Ветюгов Д.А., Лебедева В.И., Марьянских С.Г. Способ применения бенто-полимерных композиций в окомковании железорудного концентрата. Казахстан 18 06 2024.
 7. Спириин Н.А. и др. Современные научные достижения металлургической теплотехники и их реализация в промышленности //Инновационные технологии ресурсо- и энергосбережения в доменном производстве, Екатеринбург, 2015.
 8. Милохин Е.А. и др. Влияние крупности железорудного концентрата на показатели окомкования и спекания //Черные металлы, т. 1104, № 12, С. 25-31, 2023.
-

Application of bentopolymer composition to improve the metallurgical properties of iron ore pellets

Vetyugov D.A., Matveeva T.N.

The constant trend towards improving the technical and economic indicators of reduction units, both blast furnaces and direct iron production units, leads to the search for and research of new approaches to improving the quality of iron ore pellets. The development and implementation of new technical solutions that provide a significant improvement in the metallurgical properties of pellets determines the competitiveness of pellets produced from concentrates of domestic processing plants, both in the domestic and international markets of iron ore raw materials.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АПАТИТО-НЕФЕЛИНОВЫХ ОТХОДОВ ДЛЯ СИНТЕЗА НЕОРГАНИЧЕСКИХ ПЕНОМАТЕРИАЛОВ

О.В. Суворова, Н.К. Манакова

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И. В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: n.manakova@ksc.ru, ov.suvorova@ksc.ru

Обоснована перспективность использования апатито-нефелиновых отходов для производства вспененных теплоизоляционных материалов по низкотемпературной технологии. Получены негорючие пеноматериалы плотностью 0.3-0.43 г/см³, прочностью до 4.2 МПа, пористостью 78 %, теплопроводностью 0.09-0.107 Вт/м·К.

Утилизация техногенных отходов в условиях экстремального северного климата является проблемой насущной и актуализируется многими исследователями. Существенную роль в загрязнении окружающей среды Мурманской области играют апатито-нефелиновые отходы. В связи с тем, что в их составе присутствует большое количество мелкодисперсной фракции размером вплоть до нескольких десятых миллиметра, они подвержены сильному пылению и способны разлетаться на несколько десятков километров, тем самым оказывая негативное влияние на природу и человека. Особенную угрозу несут в себе хвостохранилища, размещённые в непосредственной близости с населёнными пунктами. На Кольском полуострове создано большое количество техногенных объектов, в которых накоплены миллионы тонн хвостов обогащения, сбрасываемых различными горно-обогатительными фабриками. Например, хранилище отходов обогатительной фабрики апатито-нефелиновых руд № 1 (АНОФ-1) расположено всего лишь в трёх километрах от города Кировска, хвостохранилище АНОФ-2 находится в 1,5 км от производственных построек фабрики, хранилище АНОФ-3 расположено в 3 км от посёлка Титан [1]. Такое незначительное расстояние скоплений пылящих техногенных отходов до предприятий, на которых работают люди и до жилых объектов несёт угрозу здоровью населения и провоцирует обострение хронических заболеваний. Миллионы тонн техногенных образований, аккумулированных в этих хранилищах, требуют переработки в высококачественные конкурентоспособные материалы для современной строительной отрасли, как одной из отраслей народного хозяйства, активно потребляющей огромное количество материалов, обладающих широким спектром уникальных свойств.

Утилизация техногенных отходов входит в задачи многолетних исследований сотрудников Отдела технологии силикатных материалов Института химии КНЦ РАН. Получены строительные материалы различного назначения: теплоизоляционные пеностеклокристаллические [2], стеновая керамика [3], геополимеры [4] и др.

Из теплоизоляционных материалов наиболее перспективным является пеностекло, совмещающее в себе как превосходные теплоизоляционные свойства, так и все

преимущества стекломатериалов. Помимо удовлетворительных механических свойств пеностёкла обладают такими отличительными свойствами, как биологическая стойкость, негорючесть, морозостойчивость, что предопределяет обширные области их применения.

Синтез неорганических пеноматериалов на основе техногенных образований и побочных продуктов переработки руд позволит уменьшить их себестоимость и тем самым способствовать решению проблемы дефицита негорючих теплоизоляционных материалов на российском рынке.

Технологические аспекты синтеза вспененных негорючих материалов основывались на составлении шихты из аморфизированного кремнезёмсодержащего сырья с удельной поверхностью $213.52 \text{ м}^2/\text{г}$ и насыпной плотностью $255 \text{ кг}/\text{м}^3$, получаемого в качестве побочного продукта при комплексной переработке нефелинового концентрата, и минеральной добавки, формировании жидкостекольной смеси с привлечением раствора щелочи и её последующем вспенивании при температурах $600\text{-}700^\circ\text{C}$.

В качестве минеральной добавки использовали хвосты обогащения апатито-нефелиновых руд (ХАН) с удельной поверхностью $0.80 \text{ м}^2/\text{г}$, насыпной плотностью $1500 \text{ кг}/\text{м}^3$ в количестве 5-20%.

Известно, что применение исходных компонентов различной дисперсности является одним из путей регулирования свойств пеноматериалов.

В ходе эксперимента установлено влияние фракционного состава ХАН на свойства получаемых изделий. Для исследований использовали апатито-нефелиновые хвосты крупностью -1 мм и -0.05 мм. Положительное влияние на структурообразование пеноматериала оказала добавка ХАН крупностью -1 мм, использование которой приводит к повышению механической прочности образцов до 4,2 Мпа (рисунок 1). По нашему предположению, это происходит за счёт того, что грубодисперсные частицы минеральной составляющей образуют жесткий каркас, вокруг которого происходит перераспределение более мелких частиц и жидкой составляющей, заполняющих свободное пространство по всему объёму пеноматериала.

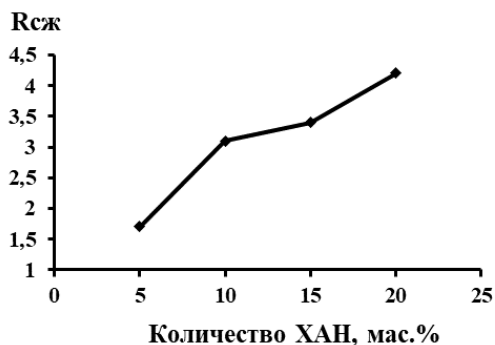


Рисунок 1. Зависимость прочности при сжатии от количества хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд (фр. -1 мм)

Апатито-нефелиновые хвосты входят в состав жидкостекольной композиции, не разрушая коллоидной структуры жидкого стекла, способствуют достижению равномерной пористой структуры изделий, отвечающей за физико-технические

свойства.

В результате исследования взаимосвязей свойств полученных пеноматериалов с количеством минеральной добавки установлено оптимальное содержание ХАН 10 – 15 мас.%, которое обеспечивает получение пеносиликатного материала с заданными техническими характеристиками, в том числе с более низкими плотностью и теплопроводностью.

Получены неорганические пеноматериалы плотностью 0.3-0.43 г/см³, прочностью до 4.2 МПа, истинной плотностью 1.46 г/см³, пористостью 78%, теплопроводностью 0.09-0.107 Вт/м·К.

Как видно из рисунка 2, образцы обладают развитой пористой поверхностью.

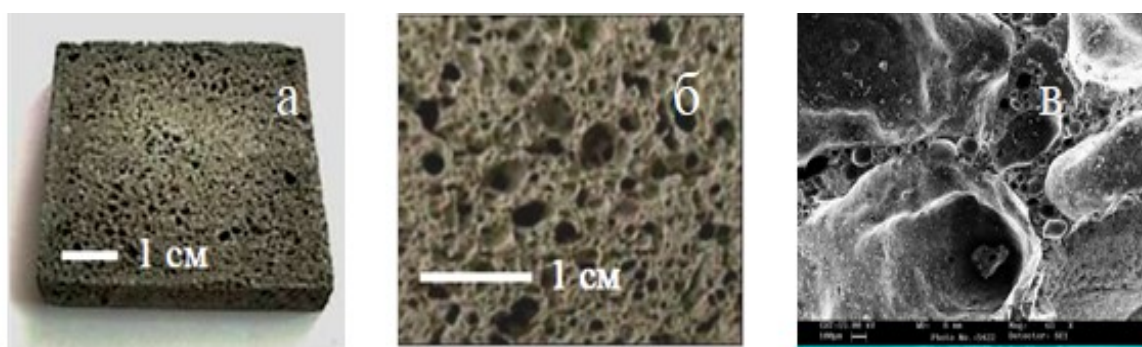


Рисунок 2. Внешний вид (а), макро- (б) и микроструктура (в) вспененного материала

Морфология среза вспененного материала представлена относительно равномерно распределёнными порами. Это свидетельствует об образовании гидратированных полимерных силикатов натрия по всему объёму материала. Изучение макро- и микроструктуры образцов полученного материала показало, что вспенивание происходило интенсивно с образованием открытых и псевдооткрытых пор преимущественно овальной или округлой формы. Перегородки пор пронизаны множеством отверстий размером 10-20 мкм. Указанное состояние ограждающих стенок макропор обычно называют промежуточным между открытыми и закрытыми порами. Такая псевдооткрытая пористость тесно связана с оптимальным сочетанием физико-технических и механических свойств вспененного материала и считается наиболее предпочтительным для пеноматериалов.

Анализ комплекса свойств полученных пористых материалов свидетельствует о возможности применения их в качестве теплоизоляционных для создания монолитных перекрытий каркасных сооружений, при строительстве и реконструкции жилых и промышленных зданий, теплоизоляции промышленного оборудования, работающего в условиях высоких температур, трубопроводов, плавучих нефтяных платформ и др.

Таким образом на основе проведённых экспериментов можно сделать вывод о перспективности синтеза негорючих вспененных материалов из техногенных кремнезёмсодержащих образований Кольского полуострова. Корректировка составов шихты позволяет получать пеноматериалы с широким спектром свойств,

обеспечивающих длительный срок службы строительных материалов, изготовленных на их основе.

Список используемых источников

1. Амосов П.В. и др. Пыление хвостов обогащения апатит-нефелиновых руд: экологическая проблема и пути ее решения - Апатиты: Изд-во ФИЦ КНЦ РАН, 2023. - 168 с.
 2. Суворова О.В. и др. Использование отходов и побочных продуктов переработки апатито-нефелиновых и эвдиалитовых руд для получения теплоизоляционных пеностеклокристаллических материалов // Вестник МГТУ. Труды Мурманского государственного технического университета. 2017. Т. 20. № 1-2. С. 189-196.
 3. Суворова О.В. и др. Теплоизоляционные материалы на основе микрокремнезёма // Вестник МГТУ. Труды МГТУ. 2015. Т. 18. № 1. С. 149-155.
 4. Калинин А.М. и др. Геополимерные материалы с использованием механоактивированного нефелина и нефелинсодержащих отходов // Известия Санкт-Петербургского государственного технологического института (технического университета). 2016. № 37(63). С. 95-99.
-

Use of apatite-nepheline waste for the synthesis of inorganic foam materials

Suvorova O.V., Manakova N.K.

The prospects for using apatite-nepheline waste for the production of foamed thermal insulation materials using low-temperature technology are substantiated. Non-flammable foam materials with a density of 0.3-0.43 g/cm³, strength up to 4.2 MPa, porosity of 78%, thermal conductivity of 0.09-0.107 W/m·K were obtained.

**ГЕОПОЛИМЕРЫ НА ОСНОВЕ СМЕСЕЙ ЗОЛЫ УНОСА И ОТХОДОВ
ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ**

А.М. Калинин, Е.В. Калининна, Е.А. Кругляк, А.Г. Иванова, В.В. Семушин

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: a.kalinkin@ksc.ru

Получены геополимеры с применением механоактивированных смесей золы уноса с нефелином и со шлаком комбината «Североникель», а также жидкого стекла как щелочного агента. Показано, что прочность геополимеров на основе указанных смесей заметно превышает прочность геополимеров на индивидуальных компонентах.

В последние годы в нашей стране и за рубежом проводятся активные исследования по синтезу геополимерных материалов с использованием золы сжигания угля (золы уноса) и другого техногенного сырья. Термин "геополимер" первоначально был введен для обозначения щелочно-активированного метаксаолина, который получают прокаливанием глинистого минерала каолинита [1]. Со временем это понятие стало охватывать целый ряд низкокальциевых синтетических алюмосиликатных полимерных материалов, составляющих подкласс более широкой категории

материалов, известной как щелочно-активированные вяжущие [2]. Геополимеры обладают характеристиками, сравнимыми или даже превосходящими характеристики обычного бетона на основе портландцемента. Они демонстрируют высокую прочность при сжатии, отличную термическую устойчивость, стабильность при облучении, устойчивость к воздействию кислот и морской воды. Благодаря этим свойствам геополимеры не только находят применение в строительстве, но и обладают большим потенциалом для использования в таких областях, как огнеупоры и огнестойкие материалы, очистка сточных вод, иммобилизация тяжелых металлов и радиоактивных отходов [3-6].

Недостатком золы уноса является ограниченная реакционная способность при геополимеризации. Чтобы повысить реакционную способность золы уноса по отношению к щелочному агенту и тем самым улучшить характеристики геополимера, применяют механоактивацию (МА) и введение в золу различных добавок. В частности, ранее нами показано, что прочность геополимеров на основе низкокальциевой золы ТЭЦ, синтезированных с использованием жидкого стекла, заметно возрастает за счет добавки к золе природного кальцита и МА этой смеси [7]. На территории Мурманской области накоплены огромные объемы отходов предприятий горнопромышленного сектора, включая нефелин содержащие хвосты обогащения АО «Апатит» и шлаки цветной металлургии АО «Кольская горно-металлургическая компания». В данной работе представлены результаты по синтезу геополимеров на основе смесей золы уноса со следующими техногенными компонентами:

- 1) нефелиновым концентратом;
- 2) шлаком цветной металлургии.

Для получения геополимеров использовалась низкокальциевая зола уноса Апатитской ТЭЦ (Мурманская обл.), нефелиновый концентрат (НК) производства АО «Апатит» и шлак комбината «Североникель». Основу золы составляет стеклофаза, в качестве кристаллических фаз присутствуют кварц и муллит. Химический состав золы, мас. %: SiO_2 55.3, Al_2O_3 22.45, Fe_2O_3 8.68, CaO 6.02, MgO 2.14, Na_2O 0.85, K_2O 1.28, TiO_2 0.98, MnO 0.09, SO_3 0.47, C 1.18. Минеральный состав НК, мас. %: нефелин 75-80; полевые шпаты 8-16; вторичные минералы по нефелину 1.5-10; эгирин 1.5-5; титаномагнетит 0.4-0.6; апатит 0.2-0.8; сфен 0.5-1. Химический состав НК, мас. %: SiO_2 43.37, Al_2O_3 29.48, Fe_2O_3 2.90, CaO 0.84, MgO 0.27, Na_2O 12.7, K_2O 9.01, TiO_2 0.27, P_2O_5 0.03. Основными минеральными фазами шлака, кроме стеклофазы, являются оливин и диопсид. В химическом составе шлака преобладает кремнезем (36.19 мас. % SiO_2), содержание других элементов (мас. %): Fe 32.3, Mg 4.74, Ca 2.91, S 1.35.

МА проводили в лабораторной центробежно-планетарной мельнице АГО-2 в воздушной среде при центробежном факторе 40 g. Продолжительность МА для смесей (зола + НК) составила 180 с, для смесей (зола + шлак) - 240 с. В качестве мелющих тел использовали стальные шары диаметром 8 мм при отношении массы шаров к массе загрузки 6:1. Для изготовления кубических образцов размером 1.41x1.41x1.41 см механоактивированные композиции смешивали с жидким стеклом до получения теста,

из которого формовали кубики. Расход жидкого стекла с модулем 1.6 составлял 6% в пересчете на Na_2O по отношению к массе сырья. Образцы твердели на воздухе при влажности 95-100% и температуре $20 \pm 2^\circ\text{C}$.

Данные по прочности при сжатии образцов геополимеров на основе механоактивированной смеси золы с НК приведены на рисунке 1.

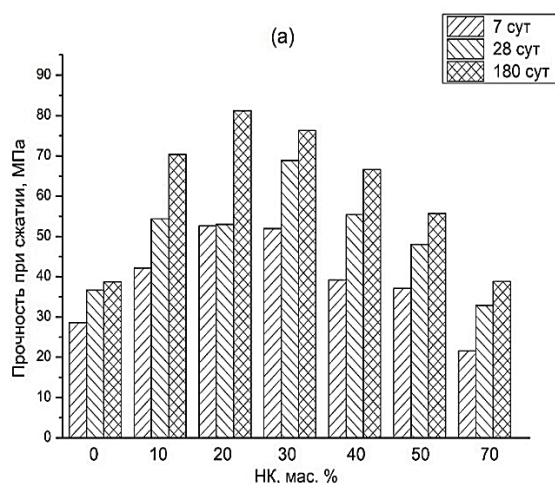


Рисунок 1. Прочность геополимеров на основе механоактивированной смеси (зола + НК) при нормальных условиях твердения в зависимости от содержания НК в смеси с золой

Отчетливо видно, что добавка нефелина к золе существенно повышает прочностные показатели. Если принять прочность геополимеров на бездобавочной золе для каждого срока твердения за 100%, то прочность геополимеров на основе смеси (70% зола + 30% НК) в возрасте 7, 28 и 180 сут составляет 181%, 188% и 197% соответственно. Следовательно, за счет добавки нефелина к золе можно повысить прочность практически в 2 раза, при этом в возрасте 180 сут максимальное значение составляет около 80 МПа. При большем содержании НК в композиции прочность падает.

В случае композиции (зола + шлак) наблюдается аналогичная закономерность (рисунок 2). При увеличении содержания золы в смеси до 20% прочность растет, затем, в целом, постепенно снижается. Следует отметить, что после 28 сут твердения наибольшая прочность достигает 94 МПа (для композиции 20% зола + 80% шлак), что составляет 237% от соответствующей прочности вяжущего на бездобавочном шлаке.

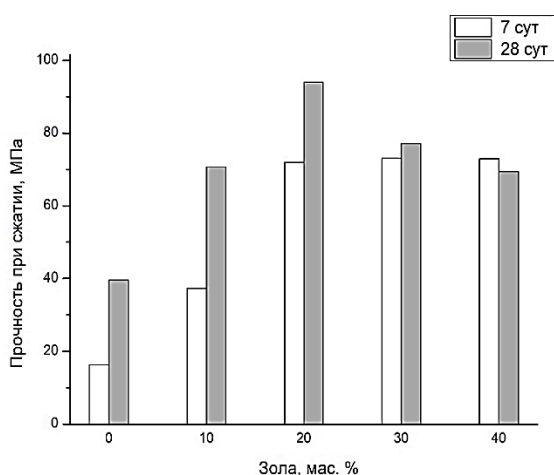


Рисунок 2. Прочность геополимеров на основе механоактивированной смеси (зола + шлак) при нормальных условиях твердения в зависимости от содержания золы в смеси со шлаком

Таким образом, смешение золы как с НК, так и со шлаком позволяет существенно увеличить прочность геополимеров в сравнении с бездобавочными компонентами. Составы смесей, соответствующие наибольшей прочности, зависят от многих факторов, включая степень диспергирования и механохимические изменения золы, НК и шлака при обработке в мельнице, реакционную способность прекурсоров по отношению к щелочному агенту, состав образовавшейся гелевой фазы и др. Для выяснения характера влияния указанных факторов на физико-механические свойства геополимеров необходимы дополнительные исследования.

Список использованных источников

1. Davidovits J. Geopolymer Chemistry and Applications, 5th ed.; Institut Géopolymère: Saint-Quentin, France, 2020; pp. 23–208.
2. Provis J.L. et al. Historical aspects and overview. In Alkali-Activated Materials: State of the Art Report of RILEM TC 224-AAM; Provis, J.L., van Deventer, J.S.J., Eds.; Springer: Dordrecht, The Netherlands, 2014; pp. 11–58.
3. Tang Z. et al. Review on designs and properties of multifunctional alkali-activated materials (AAMs). *Constr. Build. Mater.* 2019, 200, 474–489.
4. Luukkonen T. et al. Application of alkali-activated materials for water and wastewater treatment: A review. *Rev. Environ. Sci. Biol.* 2019, 18, 271–297.
5. Nodehi M., Taghvaei V.M. Alkali-Activated Materials and Geopolymer: A Review of Common Precursors and Activators Addressing Circular Economy. *Circ. Econ. Sustain.* 2022, 2, 165–196.
6. Rakhimova N. Recent Advances in Alternative Cementitious Materials for Nuclear Waste Immobilization: A Review. *Sustainability* 2023, 15, 689.
7. Калинин А.М. и др. Получение геополимеров с использованием механоактивированной смеси золы уноса с кальцитом и жидкого стекла. Труды Ферсмановской научной сессии ГИ КНЦ РАН. 2021. 18. С. 193–197.

Geopolymers based on mixtures of fly ash and mining wastes of the Murmansk region

Kalinkin A.M., Kalinkina E.V., Kruglyak E.A., Ivanova A.G., Semushin V.V.

Geopolymers were prepared using mechanically activated mixtures of fly ash with nepheline and slag

from Severonickel Combine, as well as liquid glass as an alkaline agent. It was shown that the strength of geopolymers based on these mixtures is noticeably higher than the strength of geopolymers based on individual components.

СИНТЕЗ ГЕОПОЛИМЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ СМЕСИ КИСЛОЙ И ВЫСОКОКАЛЬЦИЕВОЙ ЗОЛ СЖИГАНИЯ УГЛЯ

***Е.В. Калинин¹, Е.В. Фоменко², Г.В. Акимочкина², В.В. Юмашев², Е.А. Кругляк¹,
А.Г. Иванова¹, А.М. Калинин¹***

¹Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И. В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: a.kalinkin@ksc.ru*

²Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН (ФИЦ КНЦ СО РАН),
г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: fom@icct.ru*

Синтезированы геополимеры на основе низкокальциевой золы уноса Апатитской ТЭЦ и ее смеси с высококальциевой золой уноса Красноярской ТЭЦ-2 с применением механоактивации. Изучены процессы, протекающие при геополимеризации зол, и проанализированы причины повышенной прочности геополимеров на смеси двух зол.

Зола уноса, образующаяся при сжигании угля на теплоэлектростанциях, является одним из наиболее распространенных и сложных видов промышленных отходов. Если золотходы не утилизировать должным образом, они могут вызвать загрязнение воды и почвы, нарушить экологические циклы и создать угрозу для окружающей среды. В РФ объем твердых отходов угольных ТЭЦ составляет 1.5-2 млрд т. Одним из перспективных методов утилизации зол является их использование в стройиндустрии. В частности, добавление зол к портландцементу приводит к его экономии при производстве бетонов. В США используют золу примерно на 50%, в ЕС – более чем на 90%, в Индии – на уровне около 60%. Средний мировой показатель использования золы составляет приблизительно 25% [1]. В нашей стране лишь примерно 10 % производимых золоотходов подвергаются утилизации, что подчеркивает необходимость поиска новых способов их использования.

Перспективным методом утилизации зол ТЭЦ является получение геополимерных материалов, которые в последние годы активно изучаются [2]. Тем не менее, крупномасштабное производство геополимеров на основе зол продвигается медленно и сталкивается с рядом препятствий. Среди них наиболее важной проблемой является нестабильность состава и свойств зол от сжигания различных видов угля. Пониженная реакционная способность ряда кислых зол не всегда позволяет получать на их основе геополимерные материалы с необходимыми физико-механическими характеристиками. Поэтому большое значение имеет возможность управления свойствами геополимеров как за счет предварительной обработки зол, так и регулированием состава исходной сырьевой смеси. Из литературных данных известно, что добавка кальцийсодержащих соединений к кислой золе положительно влияет на прочность геополимеров [3]. В

настоящей работе для повышения прочности геополимеров к кислой золе добавляли более реакционно способную высококальциевую золу.

Для получения геополимеров использовали низкокальциевую золу уноса Апатитской ТЭЦ (АТЭЦ) и высококальциевую золу Красноярской ТЭЦ-2 (КТЭЦ). Химический состав золы АТЭЦ, мас. %: SiO_2 – 55.3, Al_2O_3 – 22.5, Fe_2O_3 – 8.7, CaO – 6.0, MgO – 2.1, Na_2O – 0.85, K_2O – 1.28, TiO_2 – 0.98. Минеральный состав золы представлен стеклофазой алюмосиликатного состава, а также кристаллическими фазами – α -кварцем, муллитом, железосодержащей шпинелью и гематитом. Отличительной особенностью химического состава золы КТЭЦ является высокое содержание CaO – 41.6 мас. %, к другим макрокомпонентам относятся SiO_2 – 22.3, Fe_2O_3 – 13.9, Al_2O_3 – 7.7, MgO – 8.5, SO_3 – 5.1 мас. %. Содержание остальных оксидов (Na_2O , K_2O , TiO_2) в сумме не превышает 1 мас. %. По данным рентгенофазового анализа основными кристаллическими фазами золы являются трехкальциевый алюминат $\text{Ca}_3\text{Al}_2\text{O}_6$, алюмозамещенный феррит кальция $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{FeO}_5$, сульфат, карбонат, гидроксид и оксид кальция, что в сумме составляет около половины всего состава. Другие кристаллические фазы золы КТЭЦ: кварц, периклаз, железосодержащая шпинель. Доля аморфной Са-содержащей стеклофазы составляет 42.1 мас. %.

Синтез геополимеров проводили на основе двух прекурсоров – 100% золы АТЭЦ и смеси (80% золы АТЭЦ + 20% золы КТЭЦ). Для повышения реакционной способности прекурсоров проводили их механоактивацию в лабораторной планетарной мельнице АГО-2 с применением стальных барабанов и шаров в течение 180 с при центробежном факторе 40 g. Для получения геополимеров в качестве щелочного агента использовали раствор NaOH . Расход щелочи составлял 6 % в пересчете на Na_2O по отношению к массе прекурсора. Образцы подвергали тепловлажностной обработке, затем они твердели при температуре $20 \pm 2^\circ\text{C}$ и влажности 95-100%. Подобно методика эксперимента описана в работе [4].

На рис. 1 представлены зависимости прочности при сжатии ($R_{сж}$) геополимеров на основе 100% золы АТЭЦ и смеси (80% золы АТЭЦ + 20% золы КТЭЦ) от продолжительности твердения. Добавка высококальциевой золы к золе АТЭЦ позволяет ощутимо повысить прочностные показатели: после 7, 28 и 180 сут твердения величина $R_{сж}$ повысилась на 39%, 48% и 43% соответственно. В возрасте 180 сут $R_{сж}$ геополимера на смеси зол достигла 48 МПа. Дальнейшее увеличение содержания золы КТЭЦ в смеси с золой АТЭЦ приводит к существенному уменьшению сроков схватывания, что отрицательно сказывается на удобоукладываемости теста.

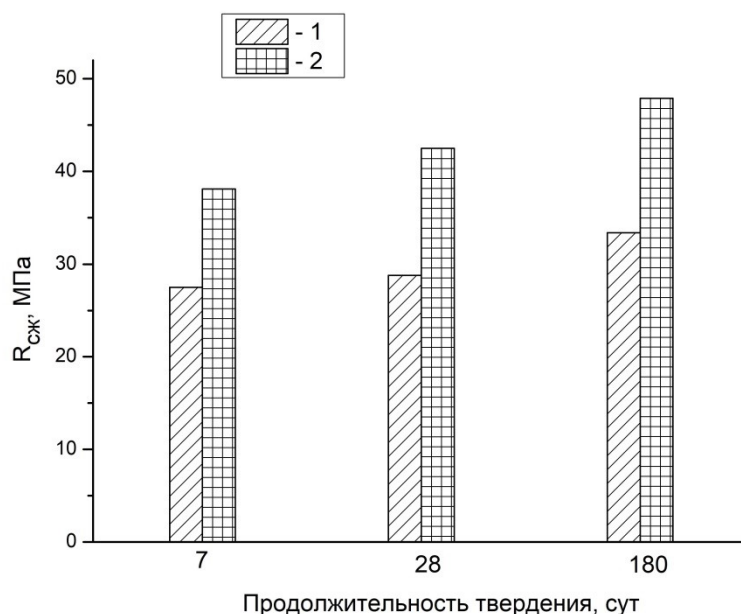


Рис. 1. Данные по прочности при сжатии ($R_{сж}$) геополимеров на основе 100% золы АТЭЦ (1) и смеси (80% золы АТЭЦ + 20% золы КТЭЦ) (2) в возрасте 7, 28 и 180 сут.

Геополимеры после твердения в течение 28 сут были исследованы методом синхронного термического анализа, который осуществляли с помощью прибора Jupiter STA 449C сопряженного с масс-спектральным анализатором газовой фазы Aeolos QMS 403C («Netzsch», Германия). Согласно полученным данным в диапазоне температур 40–265 °C наблюдается процесс дегидратации с пиковыми температурами при 136 °C (геополимер на 100% золе АТЭЦ) и 141 °C (геополимер на смеси зол), который частично перекрывается с процессом термоокисления несгоревшего углерода в области температур 200–265 °C. Процесс дегидратации представлен в виде комплексного асимметричного пика на кривых ДСК (эндозэффект), ДТГ и $m/z=18$ (H_2O^+). Образец композиционного геополимера, синтезированного с использованием смеси (80% золы АТЭЦ + 20% золы КТЭЦ), характеризуется повышенной потерей массы в области 40–265 °C: 6.08 мас.% по сравнению с 5.06 мас.% для геополимера на 100% золе АТЭЦ. Это связано, по-видимому, с увеличением содержания в первом случае алюмосиликатного гидрогеля – основной цементирующей фазы, обеспечивающей прочностные характеристики геополимерных материалов, что подтверждено данными ИК спектроскопии и сканирующей электронной микроскопии.

Список использованных источников

1. Gollakota A.R.K., Volli V., Shu C.-M. Progressive utilisation prospects of coal fly ash: A review. // *Sci. Total Environ.* 2019. V. 672. P. 951–989.
2. Gaurav G., Kandpal S.C., Mishra D., Kotoky N. A comprehensive review on fly ash-based geopolymer: a pathway for sustainable future. // *J. Sustain. Cement-Based Mater.* 2023. V. 13(1). P. 100–144.
3. Chindaprasirt P., Rattanasak U. Calcium wastes as an additive for a low calcium fly ash geopolymer. // *Sci. Rep.* 2023. V. 13. 16351.

4. Калинкина Е.В., Гуревич Б.И., Калинин А.М., Иванова А.Г. Влияние механоактивации золы уноса и режимов твердения на прочность геополимеров на ее основе. // *Материаловедение*. 2020. № 10. С. 38–42.
-

Synthesis of geopolymers using a mixture of acidic and high-calcium coal ash

**Kalinkina E.V., Fomenko E.B., Akimochkina G.B., Yumashev B.B., Kruglyak E.A.,
Ivanova A.G., Kalinkin A.M.**

Geopolymers based on low-calcium fly ash from Apatity TPP and its mixture with high-calcium fly ash from Krasnoyarsk TPP-2 using mechanoactivation were synthesized. The processes occurring during geopolymerization of ashes were studied and the reasons for the increased strength of geopolymers based on the mixture of two ashes were analyzed.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ ПУЛЬПЫ

О.В. Воронова, Л.А. Киенко

Хабаровский федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: *olya-vo@mail.ru*
Установлена целесообразность применения ультразвуковой обработки пульпы при флотации вторичного флюоритсодержащего сырья. Показана возможность повышения качественных показателей от воздействий на различных участках технологии. Обоснована перспективность сокращения количества перечистных операций.

Совершенствование технологии переработки минерального сырья позволяет эффективно использовать отходы производства [1]. При этом необходимо более полно извлекать основные компоненты. Чтобы добиться этой цели при вторичной переработке техногенного сырья флотационным методом на начальной стадии необходимо обеспечить доступность элементов кристаллической решётки минералов для контакта с флотационной средой.

При обогащении вторичного сырья значительно увеличивается число факторов влияющих на селективное взаимодействие минеральных частиц с используемым набором реагентов, т.к. на минеральных зёрнах присутствуют остатки реагентов, использованных на стадии первичного обогащения, различные новообразования, связанные с длительным хранением в водно-солевой среде хвостохранилища [2].

Для интенсификации процессов обогащения некондиционных руд, руд с тонкой вкрапленностью ценных компонентов перспективны технологии дополненные включением в схему операций физических воздействий на поверхность минеральных частиц и жидкую фазу пульпы.

Одним из наиболее эффективных методов воздействий на поверхностные минеральные структуры является ультразвуковая обработка. По данным исследований Аграната Б.А., Глембоцкого В.А. и др. [3] действие ультразвука весьма многогранно и может обеспечить широкий спектр различных преобразований. При этом могут изменяться физико-химические характеристики флотационной пульпы: рН воды, электропроводность, окислительно-восстановительный потенциал. Кроме того, может происходить разрушение поверхностных структур, в том числе адсорбированных карбоксильных соединений, применяемых при флотации большинства кальцийсодержащих минералов. Использование ультразвука способствует снятию с продуктивных частиц налипших тонких шламов, очистке дефектканалов, разделению агрегатов тонких частиц [4, 5]. Возникающие в результате ультразвукового воздействия и кавитационных процессов дефекты кристаллической решётки с образованием «свежей», структурно шероховатой минеральной поверхности относятся к факторам, обеспечивающим прочность и селективность адсорбции собирателей. Первоочередная десорбция собирателей с поверхностей частиц при этом происходит в зонах ослабленных связей. Таким образом, от плёнок собирателей, оставшихся на частицах после первичной переработки, с более высокой вероятностью первоначально будут очищены силикатные структуры, что может предопределять повышение селективности при последующей флотации.

Проведенными нами ранее исследованиями влияния воздействий ультразвуком на флотацию при обогащении карбонатно-флюоритовых руд Вознесенского рудного района было установлено, что к заметному росту селективности процесса приводит обработка не только питания флотации в головных операциях технологии, но и пенных продуктов других технологических операций. При этом, за счёт активизации процессов разделения минералов общее число перечисток чернового концентрата может быть сокращено на 1-2 и более [6].

Исследования ультразвуковых воздействий на результаты обогащения вторичного сырья проводились на усредненной пробе хвостов, отобранных из массива хвостохранилища Ярославской горнорудной компании, с содержанием флюорита 17,3%, кальцита 10,96%. Процесс обработки проводился с помощью ультразвуковой установки ИЛ100-6 производства Санкт-Петербургской компании «Ультразвуковая техника ИНЛАБ». Рабочая частота ультразвука – 22 кГц. Время обработки (7 минут) было выбрано на основании ранее проведенных исследований. Изучалась эффективность действия ультразвука при обработке различных участков схемы, что открывает возможность воздействия на сегрегацию частиц в тонкоизмельчённых пульпах и будет способствовать росту селективности процесса.

На рисунке представлены результаты флотации флюорита с включением в схему ультразвуковой обработки пенного продукта основной флотации, на стадии первых перечисток и двукратной обработки (пенных продуктов основной флотации и питания 4-6 перечисток).

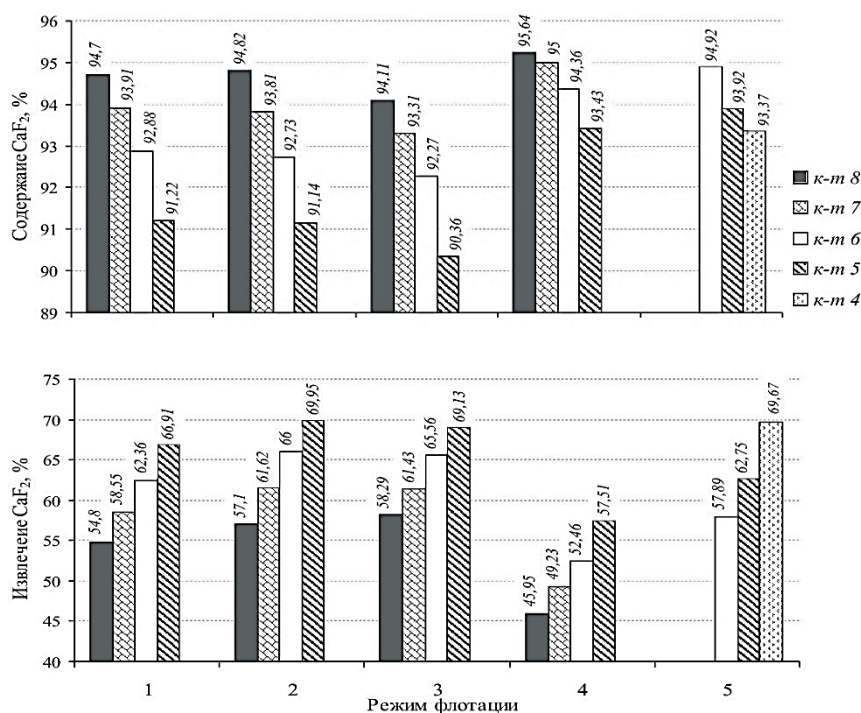


Рисунок 1. Результаты флотации флюорита из техногенных хвостов с обработкой ультразвуком различных технологических операций:

1 – без ультразвуковой обработки; 2 – ультразвуковая обработка материала перед измельчением; 3 – ультразвуковая обработка пенного продукта основной флотации; 4 – ультразвуковая обработка пенного продукта 1-2^{ой} перечисток; 5 – ультразвуковая обработка пенных продуктов основной флотации и питания 4-6^{ой} перечисток

Озвучивание исходного материала техногенных хвостов перед измельчением в исходной крупности позволяет, прежде всего, повысить извлечение флюорита в концентраты. В экспериментах без предварительного озвучивания (режим 1), в концентрат восьмой перечистки с содержанием 94,7% CaF₂ удалось извлечь 54,8% флюорита. Извлечение в экспериментах с использованием ультразвука при том же качестве концентрата возросло более чем на 2%, в концентратах пятой перечистки с массовой долей CaF₂ 91% прирост извлечения составил около 3%.

При ультразвуковой обработке исходного материала и пенного продукта основной флотации получены близкие результаты. «Озвучивание» пенных продуктов 1-2 перечисток приводит к резкому снижению извлечения флюорита в концентрат; одновременно массовая доля CaF₂ в концентрате возрастает до 95,64%, а концентрате пятой перечистки составляет 93,43%. Очевидно, что под действием ультразвуковых волн наблюдается чрезмерная десорбция собирателя. Лишь на поверхности наиболее чистых зёрен флюорита карбоксил-анионы сохраняются на протяжении всех перечисток и успешно извлекаются в конечный продукт.

Проведенные исследования указывают на существенный рост эффективности флотации при включении в схему операций ультразвуковой обработки пульпы.

Лучшие результаты были получены в экспериментах по режиму 5, с включением в

схему комплекса ультразвуковых воздействий, в том числе пенного продукта основной флотации и питания 4-6 перечистных операций. Уже после четырехкратной перечистки был получен концентрат с содержанием CaF_2 93,37% и извлечением 69,67%. По обычной технологии (режим 1) близкий по качеству концентрат требует включения в схему 6-7 перечисток. Извлечение флюорита при этом составляет 58,55-62,36%.

Список использованных источников

5. Патент № 2646268 РФ: Способ обогащения карбонатно-флюоритовых руд / Л.А. Киенко, О.В. Воронова; заявитель и патентообладатель ИГД ДВО РАН; Бюл. № 7, 2018.
 6. Киенко Л.А и др. Исследование перспектив вторичной переработки хвостов обогащения карбонатно-флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2017. № 1. С. 158-164.
 7. Агранат Б.А. и др. Основы физики и техники ультразвука. – М.: Высшая школа, 1987. 352с.
 8. Ерёмин Ю.П. и др. О перспективах использования воздействия вибрационных и акустических колебаний на процессы флотации // Обогащение руд – 1981. – №3. С. 24-28.
 9. Voronova O., Kienko L. Study of promises for the use of ultrasound in the technology of secondary beneficiation of processing wastes // E3S Web of Conferences. – 2018. – Vol. 56.
 10. Киенко Л.А. и др. Повышение эффективности флотации флюорита на основе применения ультразвуковой обработки пульпы // Сб.: Проблемы комплексного освоения георесурсов. – ГИАБ. – 2016. – № 21. – С. 233-241.
-

Increasing quality indication at enrichment of technogenic raw materials with application of ultrasonic pulp treatment

Voronova O.V., Kienko L.A.

The expediency of application of ultrasonic treatment of pulp at flotation of secondary fluorite-containing raw materials is established. The possibility of increase of qualitative indicators from impacts on various plots of technology is shown. The prospect of reducing the number of recleaning operations is substantiated.

**НЕФОРМОВАННЫЙ МАТЕРИАЛ ИЗ ОТХОДА ОБОГАТИТЕЛЬНОГО
ПРОИЗВОДСТВА КОВДОРСКОГО ГОКА НА КОМБИНИРОВАННОМ
СВЯЗУЮЩЕМ**

О.А. Белогурова, М.А. Саварина, Т.В. Шарай

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: o.belogurova@ksc.ru

На основе отхода обогатительного производства Ковдорского ГОКа и комбинированной фосфатной связки получен неформованный материал. Подобран зерновой состав шихты, найдено соотношение компонентов в связующем для улучшения свойств. Представлены графические зависимости технических показателей от режима сушки в форме.

Металлофосфатные связующие – система из порошков оксидов, гидроксидов или солей некоторых металлов с водным раствором H_3PO_4 . Кислые фосфаты двух и трехвалентных металлов обладают высокой растворимостью. Их полимеризация сопровождается дегидратацией одно- и двух- замещенных гидрофосфатов металлов, которая может усиливаться при нагревании. В производстве применяют: алюмофосфатные, магнийфосфатные, алюмохромфосфатные, магнийалюмофосфатные, кальциймагнийфосфатные, хромфосфатные неорганические связующие. Магнийсодержащие материалы (горные породы, промышленные отходы и др.) упрочняются при взаимодействии с ними.

На формирование свойств фосфатных смесей оказывают существенное влияние физико-химические процессы, протекающие при термообработке. Они способствуют удалению воды, образованию водородных связей в системе фосфатное связующее - наполнитель, термической поликонденсации связующего, способствующей появлению полимергомологов с различной степенью поликонденсации и образованию ковалентных связей P-O-Al, разрушению ветвистой структуры фосфатов и образованию конечных продуктов реакции.

Химический анализ форстеритового концентрата из отходов обогащенного производства, мас. %: MgO - 47.8; SiO₂ – 38.5; FeO – 4.9; Fe₂O₃ – 5.7; CaO – 1.6; п.п.п. – 1.5. Форстерит Ковдорского железорудного месторождения содержит, как правило, от 3 до 8 молекулярных процентов Fe₂SiO₄. Состав определен следующими методами: SiO₂ по ГОСТ 2642.3-2014, MgO по ГОСТ 2642.8-2017, Fe₂O₃ по ГОСТ 2642.5-2016, оксид кальция по ГОСТ 2642.7-2017.

Гранулометрический состав форстеритового концентрата, мас. %: (>0.2мм) -1, (-0.2+0.16 мм) -7, (-0.16+0.1мм) -48, (-0.1+0.063) -25, (-0.063+0.05 мм) -5, (< 0.05 мм) -14 (ГОСТ 27707-2007). Размеры зерен форстеритового концентрата находятся в узком диапазоне значений - менее 0,2 мм, поэтому требуется брикетирование исходного концентрата и его обжиг. Для уменьшения влияния примесей на свойства брикета к нему добавлен отработанный магнезитовый огнеупор (содержание оксида магния до 90%). Форстерит для брикета измельчали в вибромельнице до фракции <0,063 мм. Отход магнезитовых огнеупоров измельчали в валковой дробилке до фракции 3-0,2 мм.

В составе брикета: 50% фракции <0,2 мм и 15% фракции <0,063 мм форстеритового концентрата, 35% отработанного магнезитового огнеупора. В смесь компонентов вводят связующее (поливиниловый спирт), затем прессуют под давлением 50-70 МПа и сушат в естественных условиях в течение суток. Обжигают при температуре 1400°C, измельчают на валковой дробилке до фракции <3 мм и до фракции < 0,063 мм в вибромашине ИВ-1.

Магнийфосфатное связующее (МФС) готовили из магния углекислого основного Mg₅(CO₃)₄(OH)₂·4H₂O и ортофосфорной кислоты марки 12-3 ОП-4 (осч). Плотность 1,50-1,55 г/см³.

Алюмофосфатное связующее (АФС) готовили из гидроксида алюминия и ортофосфорной кислоты марки 12-3 ОП-4 (осч). Растворение Al(OH)₃ в 65-70%

ортофосфорной кислоте (H_3PO_4) проводят при температуре 85-95°C. Расход кислоты принимали, исходя из получения молярного отношения P_2O_5/Al_2O_3 , равного $\frac{3}{4}$, получаются вязкие растворы плотностью 1,65-1,72 г/см³. Для получения образцов использованы следующие соотношения МФС/АФС: 80/20, 70/30, 60/40, 50/50.

Технические свойства образцов после сушки в определенном режиме получены согласно стандартам. Прочность при сжатии была рассчитана для кубических образцов из отношения приложенной нагрузки к их площади поперечного сечения. Плотность определяли по соотношению массы образцов к их объему. Для получения материалов использован форстеритовый брикет фракции 3-0 мм и менее 0.063 мм в следующих соотношениях: 80/20, 70/30, 60/40, 50/50, 40/60 соответственно.

Основные этапы изготовления материалов:

- компоненты шихты смешивают,
- вводят композицию из МФС/АФС (плотность 1.50-1.75 г/см³),
- заливают в разъемные металлические формы высотой 45 мм,
- подвергают сушке в форме по выбранному режиму,
- охлаждают вместе с сушильным шкафом и разбирают формы.

Фазовый состав исследован методом рентгеновской дифракции на дифрактометре XRD 6000 Shimadzu. Грани скола исследовали с использованием метода сканирующей электронной микроскопии (SEM) на микроскопе SEM LED 420.

В фазовом составе магнийалюмофосфатных материалов при сушке выявлены:

- ньюбериит (магнийфосфорнокислый 2-замещенный 3-водный $MgHPO_4 \cdot 3H_2O$) и $NMgAl(PO_4)_2 \cdot 2H_2O$ (гидрат гидрофосфата алюминия и магния), сушка при 90°C.
- $MgHPO_4 \cdot 3H_2O$, $NMgAl(PO_4)_2 \cdot 2H_2O$, $MgAl_2(PO_4)_2(OH)_2$ (лизулит), сушка при 120°C.
- $NMgAl(PO_4)_2 \cdot 2H_2O$, гидроортофосфат магния $MgHPO_4 \cdot H_2O$ и дигидрофосфат магния $Mg(H_2PO_4)_2$, сушка при 180°C.

На рисунке 1 представлены микрофотографии поверхности образцов, высушенных при 90 и 120°C. Соотношение фракций брикета 40/60, композиция связки МФС/АФС= 80/20 и 70/30.

На рисунке 2 приведена зависимость прочности образцов, высушенных в форме при 90°C в течение получаса, от количества тонкой фракции. В легенде соотношение компонентов связки. Повышение количества тонкой фракции способствует увеличению прочности при сжатии.

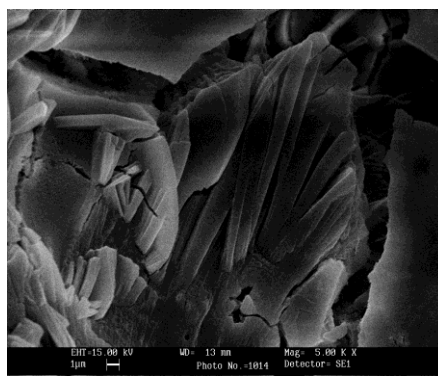
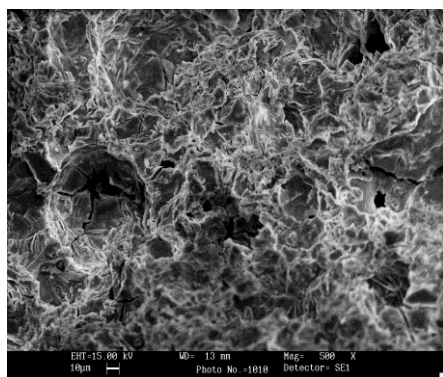


Рисунок 1. SEM-микротографии поверхностной структуры образцов (аналитик, к.х.н. Семушин В.В.)

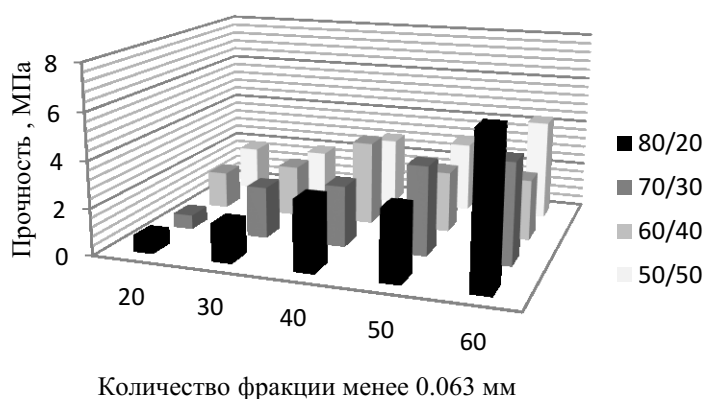


Рисунок 2. Зависимость предела прочности при сжатии образцов от количества фракции < 0.063 мм и соотношения компонентов в связке

Рекомендуемые составы должны содержать 50-60 мас.% брикета фракции <0.063 мм, соотношение МФС/АФС = 80/20, 70/30, сушка при 90-120°C. Следует отметить падение показателей свойств, для образцов всех составов, после сушки при 180°C.

Материалы, разработанные в ходе исследования, могут быть использованы как теплоизоляционные смеси для изготовления прибыльной части формы для замедления отвода тепла. В результате повышается выход годного литья, сокращается брак.

Unshaped material from waste from the processing production of the Kovdor Mining and Processing Plant on combined binder

Belogurova O.A., Savarina M.A., Sharai T.V.

Unshaped material was obtained on the basis of waste from the enrichment production of Kovdor Mining and Processing Plant and combined phosphate binder. The grain composition of the charge was selected, the ratio of components in the binder to improve properties was found. Graphical dependence of technical parameters on the composition of charge and a binder, as well as drying conditions in the mould is presented.

ЭКОЛОГО-ТЕХНИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД И НАНОДИСПЕРСНЫХ ДОБАВОК ИЗ ПОБОЧНЫХ ПРОДУКТОВ РУДНОГО СЫРЬЯ В БЕТОНАХ

Т.П. Белогурова

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: t.belogurova@ksc.ru

В статье приводится эколого-техническое обоснование комплексного использования вскрышных пород апатито-нефелиновых месторождений и нанопористых материалов из отходов переработки рудного сырья в производстве эффективных бетонов для строительства в арктических условиях.

Основу экономики Мурманской области составляет горнопромышленный комплекс, представленный предприятиями добывающей, перерабатывающей, горнохимической и металлургической промышленности. В связи с этим в регионе ежегодно складывается более 210 млн. т горных отходов в виде отвалов вскрышных пород, хвостохранилищ продуктов переработки руд, шлаков и т. д. (99.9% всех видов отходов производства и потребления в области), негативно воздействующих на окружающую среду [1].

Стратегией развития Арктической зоны РФ [2] определены основные задачи в сфере охраны окружающей среды и обеспечения экологической безопасности, направленные на снижение и предотвращение негативных экологических последствий при освоении природных ресурсов. В документе указывается, что приоритетными направлениями в Арктическом регионе должны стать разработки и внедрение технологий комплексного использования сырья, попутного извлечения полезных ископаемых из вскрышных пород, а также при переработке руд и отходов недропользования.

Главными источниками образования горнопромышленных отходов в Мурманской области являются АО «Апатит», АО «СЗФК», ОАО «Олкон», ОАО «Ковдорский ГОК», АО «Кольская ГМК», комбинаты «Печенганикель» и «Североникель» и другие. В основном эти отходы представляют собой вскрышные плотные и прочные скальные породы, на основе которых возможно получение строительного щебня. Единственным предприятием, на котором налажен выпуск товарного щебня из вскрышных пород железорудных месторождений, является ОАО «Олкон». Перспективными сырьевыми источниками щебня могут стать породы вскрыши практически всех горнодобывающих предприятий, соответствующие требованиям ГОСТ к строительному щебню по вещественному составу, прочностным свойствам и качественным показателям. В этой связи учеными ИХТРЭМС было уделено особое внимание изучению вскрышных пород апатито-нефелиновых месторождений, разрабатываемых АО «Апатит», поскольку в составе этих пород содержится нефелин, относимый ГОСТ 8267-93 к вредным примесям.

Исследованиями наиболее распространенных нефелинсодержащих вскрышных пород – уртитов и рисчорритов было установлено, что данные породы являются плотными, прочными и морозостойкими. Испытаниями щебня из этих пород показано, что он соответствует маркам по прочности М1000, по истираемости И-II, по морозостойкости F150 и может использоваться в качестве заполнителей бетонов. В результате исследований, проведенных совместно с СоюздорНИИ, разработаны технические условия на скальную дробленую породу, щебеночно-песчаные смеси, смеси асфальтобетонные и бетонные на основе нефелинсодержащих пород для дорожного строительства. Специальными исследованиями бетонов на нефелинсодержащих заполнителях установлено, что на основе щебня из вскрышных пород возможно получение бетона класса до В27.5 с морозостойкостью F200. На основании комплексных испытаний бетонов с нефелинсодержащими заполнителями совместно с НИИЖБ разработаны технические условия на «Бетон тяжелый на основе заполнителей из уррита и рисчоррита для промышленного и гражданского строительства». Таким образом, была доказана возможность использования вскрышных скальных пород апатито-нефелиновых месторождений в ряде областей строительства [3, 4].

В целях комплексного использования природного сырья в ИХТРЭМС КНЦ РАН были разработаны низкочастотные технологии переработки побочных продуктов обогащения руд для получения ценных минералов, концентрата цветных металлов и другой технической продукции. К такой продукции относятся титаносиликатные порошки и тонкодисперсный аморфный кремнезем, полученные из различных концентратов – отходов обогащения апатитонфелиновых руд и из остатков выщелачивания отвальных шлаков медно-никелевого производства [5, 6]. Эти высокодисперсные силикатные продукты могут быть востребованы для производства эффективных строительных материалов, обладающих специальными функциональными свойствами для применения в Арктической зоне РФ.

Ряд кремнеземсодержащих и титаносиликатных порошков были исследованы в качестве добавок в бетоны. Среди них порошки диоксида кремния (SiO_2 71.0-81.4%), полученные при переработке кислотным разложением нефелинового, эгиринового и эвдиалитового концентратов, порошки диоксида титана ($\text{TiO}_2 + \text{SiO}_2$ 46-64%), выделенные из некондиционных титансодержащих отходов обогащения апатито-нефелиновых руд, а также диоксида кремния (SiO_2 69%) из отвального шлака медно-никелевого производства горно-металлургического комбината «Печенганикель».

В ходе исследований выявлено, что все дисперсные кремнеземсодержащие порошки обладают развитой удельной поверхностью от 310 до 523 м²/г, а титаносиликатные порошки имеют сравнительно невысокую удельную поверхность – 4.20-7.88 м²/г. Все порошки имеют мезопористую структуру с размерами пор 7.4-14.2 нм. Наибольшей удельной поверхностью отличается порошок из шлака, что объясняется его высокой пористостью и мелким размером пор. При введении данных порошков с состав цементных композиций установлено, что наибольшие прочностные

показатели наблюдаются у образцов введения добавки в количестве 0.5%-1.0% от массы цемента. Разработанные составы мелкозернистых бетонов с заполнителем из уртита с оптимальным содержанием добавок позволяют получать бетоны классов В55-В70. При этом наилучшие прочностные показатели наблюдаются у образцов бетонов при введении 0.5% добавки, полученной из нефелинового концентрата и 1% добавки из отвального шлака медно-никелевого производства.

Исследование процессов, происходящих при твердении бетонов, проведенные с помощью методов РФА, ДТА и электронной микроскопии полностью согласуется с прочностными показателями бетонов. Наличие в структуре цементного камня нанодисперсных кремнезем- и титансодержащих добавок обеспечивает рост большого количества гидросиликатов кальция и формирование более плотной микроструктуры цементного камня и бетона в целом. Наиболее ярко химическое взаимодействие отмечается у бетона с добавкой кремнезема, полученного из нефелинового концентрата и из отвального шлака [7].

Модифицированные бетоны на основе заполнителей из нефелинсодержащих пород с оптимальным количеством нанодисперсных добавок соответствуют заданной марке по морозостойкости F300. Методами электронной микроскопии установлено, что в структуре бетонов после испытаний на морозостойкость не происходит заметных деструктивных явлений, отражающихся на его прочности. В бетонах как с кремнеземсодержащими, так и с титаносиликатными добавками наблюдается уменьшение размеров пор, что способствует значительному снижению капиллярной пористости и проницаемости бетона, а также повышению его прочности и морозостойкости. Внедрение результатов исследований, определивших возможности комплексного использования нефелинсодержащих пород и нанодисперсных добавок из побочных продуктов рудного сырья будет способствовать решению стратегических задач обеспечения эффективными строительными материалами, необходимыми для осуществления хозяйственной деятельности в арктических условиях, утилизации отходов и улучшения экологической ситуации.

Список использованных источников

1. Доклад о состоянии и охране окружающей среды Мурманской области в 2023 году. - Мурманск: Управление природных ресурсов и охраны окружающей среды МПР России по Мурманской области.
2. Стратегия развития Арктической зоны Российской Федерации и обеспечения национальной безопасности на период до 2035 года (утв. Президентом РФ).
3. Макаров В.Н. и др. Строительные и технические материалы из минерального сырья Кольского полуострова. Ч.2. – Апатиты: КНЦ РАН, 2003. – С.7-22.
4. Белогурова Т.П. и др. Утилизация вскрышных пород Хибинских апатитонефелиновых месторождений в строительстве // Строительные материалы. 2004. №7. С. 32-35.
5. Герасимова Л.Г. и др. Минеральные отходы обогащения апатито-нефелиновых руд – сырьевой источник получения функциональных материалов // Горный журнал. 2020. №9.
6. Касиков А.Г. Проблемы и перспективы вовлечения в хозяйственный оборот отвальных продуктов медно-никелевого производства // Север и рынок: формирование

экономического порядка. – 2013. – №1 (32). – С.48-52.

7. Тюкавкина В.В. и др. Вяжущие композиции, модифицированные добавками мезопористого кремнезема //Труды Кольского научного центра РАН. Химия и материаловедение. – 2015. – № 5. – С. 584-588.
-

Ecological and technical aspects of the use of overburden and nanodisperse additives from by-products of ore raw materials in concret

Belogurova T.P.

The article provides an ecological and technical justification for the integrated use of overburden rocks of apatite-nepheline deposits and nanoporous materials from ore processing waste in the production of effective concretes for construction in Arctic conditions.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ИЗБЫТОЧНОГО АКТИВНОГО ИЛА КАК БИОФЛОКУЛЯНТА

Б.С. Ксенофонов, В.П. Якушкин

Московский государственный технический университет им. Н.Э. Баумана
(МГТУ им. Н.Э. Баумана), Москва, Российская Федерация, e-mail: kbsflot@mail.ru

В работе рассмотрены варианты предварительной обработки активного ила с последующим использованием его в качестве биофлокулянта. Показано, что эффективность использования активного ила повышается с применением его предварительной обработки, а также путем его активации с добавлением реагентов.

Биологическая очистка сточных вод самый распространенный способ очистки сточных вод. Образующийся в качестве отхода избыточный активный ил представляет большую проблему его утилизации как многотоннажного отхода. Известен ряд способов утилизации активного ила, но, как правило, с ограниченными условиями его использования [1-5].

Одним из способов его утилизации является использование активного ила в качестве биофлокулянта. Следует при этом отметить, что использование активного ила в качестве биофлокулянта решает задачу не только его утилизации, но и интенсификации процесса очистки сточных вод [6-9]. При этом эффективность использования активного ила повышается с применением его предварительной обработки, позволяющей подавать активный ил в сгущенном виде, а также путем его активации. В первую очередь это касается предварительного сгущения активного ила с использованием флотационных аппаратов в основном напорного типа.

Приведенные усредненные данные свидетельствуют о некотором преимуществе способа насыщения суспензии активного ила с сатуратором. Интенсификация процесса флотационного сгущения суспензии зависит от предварительной обработки активного

ила химическими реагентами, а также от различных физических воздействий, в частности, нагревания [7].

При физико-химической обработке суспензии активного ила происходят процессы агрегации микроорганизмов, в частности, под действием выделяющихся в процессе такой обработки полисахаридов [1-3].

В таблице 1 представлены значения концентраций полисахаридов в жидкой фазе нагретой суспензии активного ила до 85°C. При этом при повышении рН до 8,5 концентрация полисахаридов возрастает в 3-5 раз и визуально наблюдается эффект агрегации

Таблица 1 - Влияние терморегентной обработки суспензии активного ила на концентрацию полисахаридов в жидкой фазе суспензии (концентрация активного ила в суспензии 0,5%)

Параметры обработки			Концентрация полисахаридов, мг/л	Эффект. осветления (%)
t, °C	рН	Время выдержки, мин		
20	7,2	-	11	54,3
40	7,2	5	35	62,8
80	7,2	5	52	73,1
90	7,2	5	53	74,6
20	8,0	5	9	52,3
85	8,5	5	8	50,9
85	8,5	10	35	61,6
85	8,5	30	31	60,7

Полученные экспериментальные данные указывают на целесообразность такой обработки как одного из методов интенсификации флотационного сгущения активного ила, способствующего более эффективному использованию его в качестве биофлокулянта.

Другим, достаточно эффективным способом интенсификации, является предварительная обработка суспензии активного ила реагентами, в частности промышленными катионными флокулянтами [10-12] торговых марок Praestol 644 и 852. Это флокулянты с высокой молекулярной массой, которые являются синтетическими высокомолекулярными соединениями на основе полиакриламида. Они адсорбируют частицы загрязнений в дисперсной фазе и объединяют их вдоль полимерной цепи. В результате на этапе флокуляции происходит образование более крупных хлопьев, что приводит к уплотнению осадка.

Флокулянты Praestol (существует около 800 видов) могут быть объединены в 3 категории: неионогенные, анионные и катионные. Неионогенные марки представляют технически чистый полиакриламид, полученный путем сополимеризации моноакриламида и солей акриловой кислоты. Являясь амфотерным полиэлектролитом, полиакриламид способен диссоциировать в зависимости от рН среды по кислотному или основному типу. При значениях рН, соответствующих изоэлектрическому состоянию, молекулы полиакриламида, оставаясь в целом электронейтральными,

содержат одновременно положительно и отрицательно заряженные ионогенные группы. в результате взаимодействия заряженных групп. Молекулы полиакриламида в нейтральной среде сворачиваются в клубок в результате взаимодействия заряженных групп, захватывая коллоидные примеси загрязнений, а в кислой и щелочной средах вытягиваются в цепочку, также захватывая примеси загрязняющих компонентов, находящихся в коллоидном состоянии.

Таким образом, механизм их действия заключается в адсорбции ионогенными группами образующихся при коагуляции микрочастиц.

В работе использовались катионные марки флокулянтов, являющиеся сополимерами акриламида с возрастающими долями катионных мономеров. Внесенные катионные группы обладают в водном растворе положительными зарядами.

Полученные экспериментальные данные о влиянии указанных флокулянтов на процесс флотационного сгущения суспензии активного ила приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Влияние катионноактивных флокулянтов на эффективность флотационного сгущения активного ила

Вид флокулянта	Доза флокулянта, кг/т	Концентрация активного ила в пене, % масс.	Концентрация активного ила в жидкой фазе, % масс.
Praestol 644	1,5	3,1	0,13
	2,5	3,5	0,11
	5,0	4,3	0,10
	7,5	4,5	0,8
	10,0	4,6	0,8
Praestol 852	1,5	3,4	0,11
	2,5	4,2	0,09
	5,0	4,8	0,07
	7,5	4,9	0,03
	10,0	4,9	0,03

Анализ результатов экспериментальных данных показывает, что при одинаковых дозах использование катионного флокулянта Praestol 852, более эффективно, чем флокулянта Praestol 644. Поэтому флокулянт Praestol 852 может быть рекомендован к дальнейшему использованию для флотационного сгущения суспензии активного ила.

Таким образом, проведенные исследования показали, что в практике флотационного сгущения активного ила можно использовать флотационные аппараты с пневмогидравлической системой аэрации и для интенсификации этого процесса добавлять катионный флокулянт Praestol 852.

В связи с поиском дополнительных вариантов для интенсификации процесса очистки сточных вод с использованием активного ила были проведены опыты по влиянию добавок сернокислого железа ($FeSO_4$) и катионных флокулянтов на основе полиакриламида торговых марок феннопол (Fennopol) и ВПК-204 на процесс сгущения активного ила.

Работа проводилась на образцах активного ила при перемешивании его с добавками реагентов. Затем обработанная суспензия активного ила с реагентами

смешивалась с рабочей жидкостью (дисперсионной водой) в соотношении 1:1. Так как проведенные нами ранее исследования [4-6] показали, что одним из наиболее эффективных способов интенсификации процесса уплотнения активного ила является его подкисление, суспензия активного ила предварительно подкислялась серной кислотой.

Результаты экспериментов указывают на эффективность действия используемых реагентов. Экспериментальные данные по уплотнению пенного слоя, образующегося при флотации активного ила с добавлением сернокислого железа и феннопола, показывают, что при концентрации сернокислого железа 0,25-0,35 мг/л и концентрации феннопола (1-10 мг/л) объем пенного слоя (высота) уменьшаются в 1,5-2,0 раза по сравнению с контролем без добавления реагентов.

Таким образом, при определенном соотношении коагулянта $FeSO_4$ и используемых флокулянтов можно получить максимальную концентрацию твердой фазы в сгущаемой суспензии активного ила и минимальную в осветленной жидкости.

Полученные результаты дают возможность рекомендовать варианты реагентной и флотационной обработки активного ила перед использованием его в качестве биофлокулянта. В этом случае сокращаются объемные расходы в 1,5- 3 раза.

Список использованных источников

1. Хенце М.и др. Очистка сточных вод. Биологические и химические процессы:- М.: Мир. 2006. 480 с.
 2. Никитина О.Г. Современная концепция биологической очистки сточных вод // Вода: химия и экология. 2009. М. с. 9-20
 3. Репникова А.С.и др. Сточные воды и активный ил. 2008. М.: Высшая школа. Т. 1. №1 с.1-45.
 4. Ксенофонтов Б.С., Гончаренко Е.Е. Интенсификация процессов очистки воды с использованием биофлокулянта // Вестник МГТУ им. Н.Э. Баумана. Сер. Естественные науки. 2016, №3. С. 118 -127.
 5. Гончаренко Е.Е. и др. Использование компьютерной технологии для изучения процессов очистки сточных вод и их интенсификации //Вестник МГТУ им. Н.Э. Баумана. Сер. Естественные науки. 2015. №4 с.114-124
 6. Ксенофонтов Б.С. Интенсификация очистки сточных вод химических производств с использованием биофлокулянтов //Безопасность жизнедеятельности 2009. №10. 24 с.
 7. Ксенофонтов Б.С. Флотационная обработка воды, отходов и почвы. 2010. М. Новые технологии. 272 с.
 8. Deng S., Yu G., Ting Y. Production of bioflocculant and its application in dye removal. Colloids Surf. B: Biointerface. 2005. V.44, no.4. p.p.179-186
 9. Zhi-Duo Zhu, Song-Yu Liu Utilization of new soil stabilizer for silt subgrade. 2008. April. V. 97, PP. 192-198.
-

Use of excess active silt as bioflocculant

Ksenofontov B.S., Yakuchkin V.P.

In work options of preliminary handling of active silt with its subsequent use as a bioflocculant are considered. It is shown that efficiency of use of active silt increases using its preliminary handling allowing to give active silt in the condensed type and also by its activation with addition of reagents.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ИОННОГО СОСТАВА ФЛОТАЦИОННОЙ ПУЛЬПЫ НА ПОВЕРХНОСТЬ МИНЕРАЛОВ ФОСФОРСОДЕРЖАЩИХ РУД С ЦЕЛЬЮ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ ВОДОПОДГОТОВКИ

А.В. Артемьев, Г.В. Митрофанова

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: a.artemev@ksc.ru*
С целью выбора эффективного режима водоподготовки изучено изменение поверхностных свойств минералов фосфорсодержащих руд под действием реагентов и ионов, присутствующих в процессе переработки апатитсодержащих руд. Показано, что изменение свойств поверхности апатита, нефелина и кальцита в щелочной среде предопределяет более эффективное применение флокулянтов анионного типа. Проведена оценка влияния подготовленной таким образом воды на флотационный процесс и показана возможность получения кондиционного апатитового концентрата.

Технология оборотного водоснабжения на обогатительных фабриках, перерабатывающих фосфорсодержащие руды, реализована, в основном, через внешнее хвостохранилище. Вовлечение в процесс предварительно очищенных технологических вод производства без сброса их в хвостохранилище, позволит добиться повышения технологической, экономической и экологической эффективности переработки руд. Однако, технологические стоки, которые могут быть использованы в процессе внутризаводского водооборота характеризуются высоким содержанием взвешенных веществ и для вовлечения их в процесс требуется дополнительная очистка.

Результаты рентгенофазового анализа показывают, что взвешенные частицы в таких промышленных продуктах представляют собой, в основном, тонкие частицы апатита, нефелина или карбонатных минералов таких как кальцит.

Наиболее эффективно удаление взвешенных веществ из промышленных стоков осуществляется при использовании органических флокулянтов [1]. В настоящее время предлагается обширный ассортимент флокулянтов, отличающихся молекулярной массой, природой и количеством ионогенных групп, товарной формой и т.д. В этой связи выбор наиболее эффективного флокулянта должен основываться, в первую очередь, на изучении поверхностных свойств дисперсной фазы. В работе проведена оценка взаимодействия полиакриламидных флокулянтов с минералами фосфорсодержащих руд.

Электроповерхностные свойства тонкодисперсных частиц минералов играют определяющую роль в процессах стабилизации или разрушения дисперсных систем. Поверхность минералов гетерогенна и бифункциональна и несет на себе одновременно как кислотные, так и основные центры разной силы, количественное соотношение которых позволяет говорить о свойствах поверхности, и характеризует обменные процессы, протекающие между жидкой фазой и поверхностью.

Оценку поверхностных свойств минералов проводили методом измерения суспензионного эффекта (СЭ). Значение рН при котором СЭ равен нулю соответствует

изоадсорбционной точке, положение которой говорит об общей кислотности или основности поверхности. Результаты, полученные при изучении минералов в дистиллированной воде, характеризует поверхности апатита и нефелина с приблизительно равным соотношением кислотных и основных центров [2]. Положительное значение СЭ в щелочной области рН для всех изучаемых минералов позволяет говорить об отрицательном заряде поверхности в таких условиях. Результаты согласуются с данными о заряде поверхности апатита, нефелина и кальцита, полученными в других работах в результате измерения элетрокинетического потенциала [3, 4]. На первый взгляд, рациональным решением при выборе флокулянта в таком случае будет применение реагентов катионного типа. Этот вывод также подтверждается результатами оценки адсорбции катионного (серия FO) и анионного (серия AN) флокулянтов на поверхности апатита и нефелина в кислой и щелочной области рН (рисунок 1).

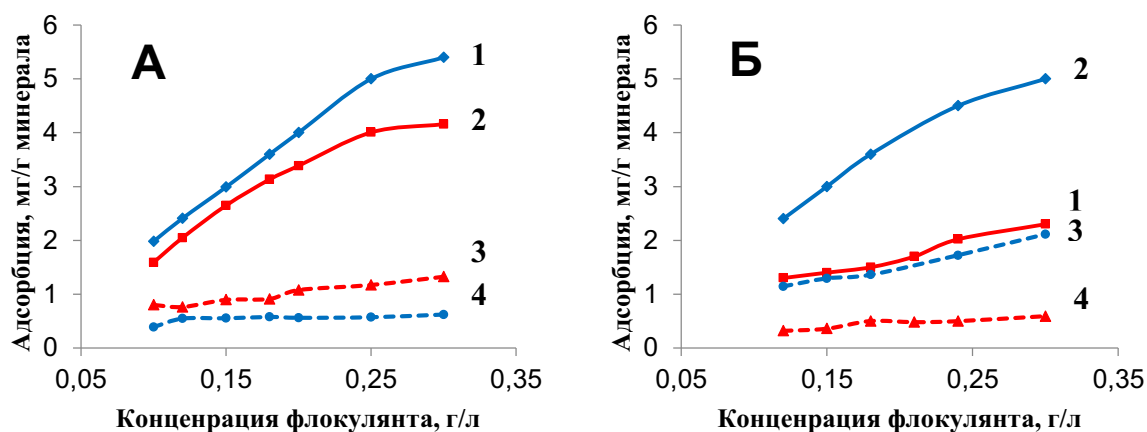


Рисунок 1. Адсорбция флокулянтов на апатите (А) и нефелине (Б):

1 – AN-956, рН = 6,0; 2 – FO-4400, рН = 9,5; 3 – FO-4400, рН = 4,0; 4 – AN-956, рН = 9,5

Однако ионы флотационной пульпы или вносимые в нее реагенты оказывают влияние на поверхностные свойства минералов, которое возможно оценить по смещению изоадсорбционной точки при измерении СЭ. Результаты проведенных опытов показывают, что используемые в технологии обогащения реагенты и ионы оборотной воды, такие как HCO_3^- и CO_3^{2-} , катионы кальция, сульфаты, фосфаты, а также реагенты, используемые при флотации существенно сдвигают положение изоадсорбционной точки, что говорит об изменении поверхности апатита, нефелина и кальцита.

Проведенные исследования по осаждению «модельной» суспензии, имитирующей реальную дисперсную систему показали, что в условиях влияния ионов оборотной воды на поверхностные свойства минералов анионные флокулянты более эффективны по своему действию.

Процесс флокуляции в основном проходит по мостиковому механизму. Согласно с этим механизмом, процесс флокуляции происходит за счет адсорбции отдельных

сегментов флокулянта на взвешенных частицах [1]. Поэтому важно понимать, в какой области рН флокулянт находится в наиболее ионизированном состоянии, при котором молекула развернута. Исследования изменения вязкости флокулянтов в зависимости от рН (рисунок 2) свидетельствуют о том, что для анионного флокулянта при повышении рН вязкость раствора растет, что говорит об увеличении размера молекулы и свидетельствует о том, что в щелочном диапазоне рН анионный флокулянт находится в максимально развернутом состоянии.

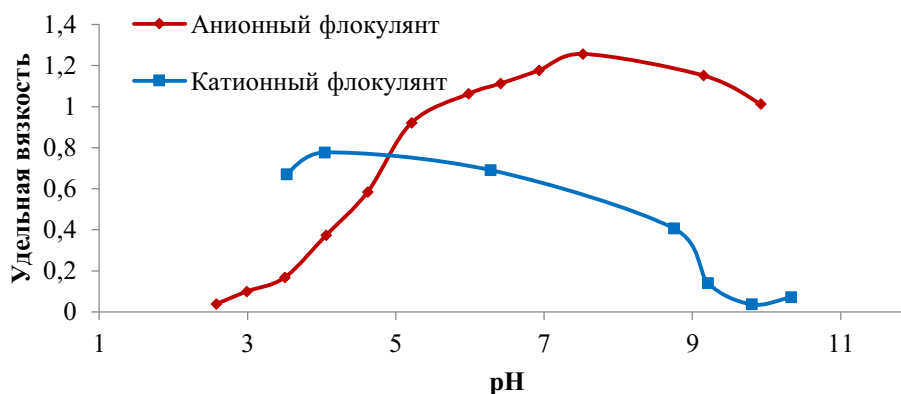


Рисунок 2. Зависимость удельной вязкости растворов флокулянтов различного типа в зависимости от рН

Некоторое снижение вязкости в сильнощелочной области обусловлено высоким содержанием противоионов, которые экранируют заряд полиэлектролита, но не приводят к сворачиванию молекулы в клубок. В случае катионного флокулянта с ростом рН происходит связывание зарядов поликатиона, поэтому в щелочной области молекула катионного флокулянта находится в свернутом состоянии, что малоэффективно для осуществления мостиковой флокуляции.

За счет того, что при щелочном рН молекула анионного флокулянта находится в максимально развернутом состоянии повышается эффективность образования мостиков между частицами. Имеющиеся ионы кальция в растворе также способствуют усилению флокулирующего эффекта за счет образования мостиков между молекулами полимера, тем самым увеличивая эффективный размер молекулы флокулянта. Закрепление полимерной молекулы на минеральных частицах вероятно также происходит за счет водородных связей между атомами кислорода и азота функциональных групп с ОН-группами на поверхности минералов.

Важной составляющей при определении возможности использования флокулянтов для водоподготовки является оценка их влияния на флотационный процесс. Проведена оценка влияния остаточной концентрации анионного флокулянта на процесс апатитовой флотации на пробе немагнитной фракции магнетит-апатитовой руды Ковдорского месторождения с содержанием 8,45 % P_2O_5 . Флотацию вели в открытом цикле на оборотной воде обогатительной фабрики и на сливе сгустителей, обработанном с помощью анионного флокулянта. После обработки флокулянтом и осаждения

содержание в сливе сгустителя взвешенных веществ было снижено с 13,5 г/л до 40 мг/л. При флотации на подготовленной воде наблюдалось снижение извлечения в равный по качеству концентрат (37 % P_2O_5) по сравнению с оборотной водой на 2,9 %. Однако повышение расхода собирателя ЖКТМ позволяет скорректировать показатели [5].

Список использованных источников

1. Гандурина Л.В. Очистка сточных вод с применением синтетических флокулянтов. - М. 2007, изд. ЗАО «ДарВОДГЕО», 198 с.
 2. Артемьев А.В. и др. Использование анионного флокулянта в процессе подготовки оборотной воды для флотации апатит-нефелиновых руд / Вестник МГТУ. 2020, Т. 23, № 2, 150-159 с.
 3. Fang Zhou, Qi Liu, Xu Liu et al. Surface Electrical Behaviors of Apatite, Dolomite, Quartz, and Phosphate Ore // Frontiers in Materials. 2020. Vol. 7. № 35.
 4. Al Mahrouqi, D., Vinogradov J., & Jackson M. D. (2017). Zeta potential of artificial and natural calcite in aqueous solution. Advances in Colloid and Interface Science, 240, P. 60-76.
 5. Митрофанова Г.В. и др. Исследование свойств и действия полиэлектролитов при очистке сливов обогатительной фабрики // Записки Горного института. 2024. Т. 265. С. 95-103.
-

Assessment of the effect of ion composition of flotation pulp on the surface of phosphorus-containing ore minerals in order to improve water treatment technologies

Artemiev A.V., Mitrofanova G.V.

In order to select an effective water treatment regime, the change in the surface properties of minerals of phosphorus-containing ores under the action of reagents and ions present during the processing of apatite-containing ores was studied. It is shown that the change in the surface properties of apatite, nepheline and calcite in an alkaline medium determines the more effective use of anionic-type flocculants. The influence of the water prepared in this way on the flotation process was assessed and the possibility of obtaining a apatite concentrate was shown.

**ПРИМЕНЕНИЕ ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУДНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ
ОЧИСТКИ ВОДНЫХ СРЕД ОТ НЕФТИ И НЕФТЕПРОДУКТОВ***

А.В. Перфильев¹, О.Н. Цыбульская¹, Т.В. Ксеник¹, А.А. Юдаков¹, В.Ф. Павлов²

¹Институт химии Дальневосточного отделения РАН (ИХ ДВО РАН),
г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: a.v.perfilev@mail.ru

²Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН (ФИЦ КНЦ СО РАН),
г. Красноярск, Российская Федерация

В работе представлены результаты исследования структурно-сорбционных характеристик пеносиликата, полученного на основе отходов переработки рудного сырья, с точки зрения его применения для очистки водных сред от нефтепродуктов.

* Работа выполнена в рамках государственного задания Института химии ДВО РАН, тема № FWFN (0205)-2022-0002

Развитие промышленности неизбежно ведёт к росту потребления ресурсов, что, в свою очередь, сопровождается возрастанием нагрузки на все компоненты природной среды.

Твёрдые отходы, образующиеся на горно-перерабатывающих и металлургических предприятиях, представляют серьёзную экологическую проблему.

С другой стороны, ущерб, наносимый окружающей среде от загрязнения нефтью и нефтепродуктами, также увеличивается с каждым годом, что связано с развитием промышленного производства, а также ростом добычи, транспортировки, переработки нефти.

В связи с этим, актуальной представляется задача применения отходов горно-металлургических предприятий и продуктов на их основе в технологиях физико-химической очистки водных сред от различных загрязнителей, в том числе нефти и нефтепродуктов.

Цель настоящего исследования – определение структурно-сорбционных характеристик продукта на основе отходов горно-металлургической промышленности (пеносиликата) по отношению к нефти и нефтепродуктам.

В качестве объекта исследования выбран пеносиликат, полученный при переработке отходов руды слюдяного сланца с подшихтовкой известняка на универсальном комплексе переработки техногенного сырья [1].

Содержание оксидов в исследуемом образце пеносиликата и его фазовый состав приведены на рисунке 1.

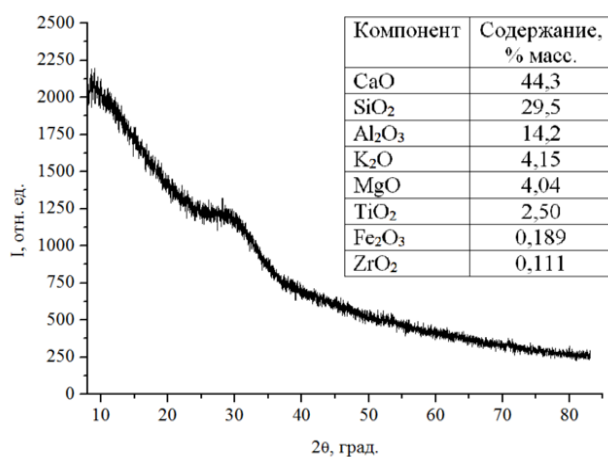


Рисунок 1 – Химический и фазовый состав пеносиликата

Основные компоненты, определяющие химические особенности поверхности образца – это оксиды кальция, кремния, алюминия. В исходном образце идентифицируется только аморфная фаза.

Характерные особенности морфологии поверхности и микрофотографические характеристики пористой структуры исследуемого образца пеносиликата представлены на рисунках 2 и 3.

По данным сканирующей электронной микроскопии (СЭМ) установлено, что поверхность пеносиликата достаточно однородная, образованная сферическими

элементами, в которых присутствуют макропоры с диаметрами от 20 до 100 мкм.

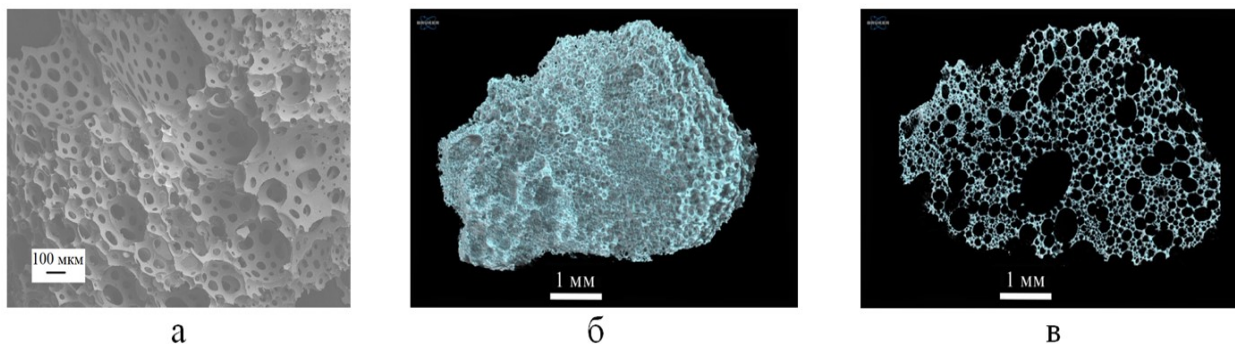


Рисунок 2. СЭМ (а) и микротомографические (б, в) изображения пористой структуры пеносиликата

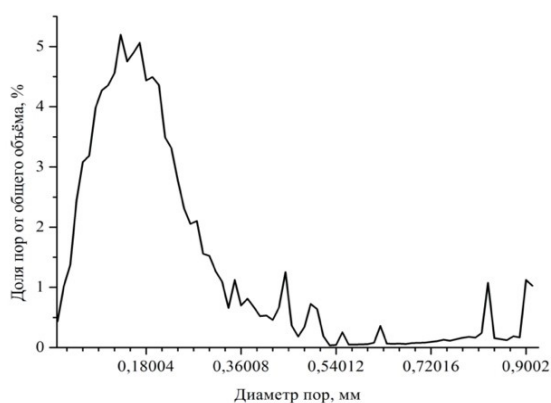


Рисунок 3. Распределение пор по размерам в образце пеносиликата

В исследуемых образцах преобладают открытые поры цилиндрической формы. При этом основная доля пор приходится на диапазон диаметров от 12 до 560 мкм с максимумом на кривой распределения на 150 мкм.

Для изучения методов термического и химического модифицирования поверхности гранулированного пеносиликата для придания ему гидрофобных (олеофильных) свойств, использовались технологические приёмы и аппаратное оформление, представленные в работе [2].

Для определения сорбционной ёмкости гидрофобно-модифицированных образцов пеносиликата по нефтепродуктам была разработана методика в соответствии с рекомендациями, указанными в ГОСТ 33622-2015 и ГОСТ 33627-2015, приведённая в работе [3]. В качестве модельного нефтепродукта было выбрано дизельное топливо по ГОСТ 305-82 с диапазоном плотности 0,820–0,870 г/см³.

Адсорбционная ёмкость по дизельному топливу неводонасыщенных сухих образцов составила 1,89–1,97 г/г, что превосходит значения адсорбционной ёмкости ряда адсорбентов [4].

Измерение исходных и остаточных концентраций загрязняющего нефтепродукта в воде при исследовании процесса адсорбции в статических условиях проводили методом ИК-спектрофотометрии по методике [5]. Измерения проводились на концентратометре КН-3 (ПЭП «Сибэкоприбор», Россия).

В таблице приведены результаты очистки воды от дизельного топлива гидрофобизированными образцами пеносиликата в течение 24 ч. Исходная концентрация нефтепродукта для всех типов вод составила 200 ± 20 мг/л.

Таблица – Результаты адсорбции дизельного топлива с поверхности воды в статических условиях

Тип воды	Адсорбция, г/г	$C_{\text{НП}}^{\text{ост.}}$, мг/л	Степень очистки, %
Дистиллированная (рН 7,0; $t^{\circ} = 18^{\circ}\text{C}$)	2,31	$0,41 \pm 0,14$	99,8
Водопроводная (рН 6,5; $t^{\circ} = 18^{\circ}\text{C}$)	2,38	$0,45 \pm 0,16$	99,8
Морская (рН 7,1; $t^{\circ} = 18^{\circ}\text{C}$)	2,12	$0,49 \pm 0,12$	99,8

Как видно из таблицы, степень очистки составляет 99,8% при снижении концентрации нефтепродукта с 200 до 0,41–0,49 мг/л для разных типов вод.

Таким образом, модифицированный пеносиликат по своим сорбционным характеристикам сопоставим с модифицированными природными и техногенными алюмосиликатами [6], которые достаточно успешно используются для очистки сточных и льяльных вод, загрязнённых нефтепродуктами.

Список использованных источников

1. Патент 2524585 РФ: Способ получения пеносиликата / В.В. Иванов, В.Ф. Павлов // №2012122817/03; заявл. 01.06.2012; опубл. 20.12.2013, Бюл. № 35.
2. Tsybulskaya O.N. et al. Development of technology of producing the hydrophobic aluminosilicate sorbents for cleaning of water objects from organic pollutions. *Procedia Environmental Science, Engineering and Management*, 2019, vol. 6, no. 4, pp. 535–545.
3. Цыбульская О.Н. и др. Модифицированные сорбенты из пеносиликатов. Кинетические особенности нефтепоглощения // Вестник ДВО РАН. – 2022. – № 6. – С. 122–134.
4. Robabeh Asadpouret al. Application of Sorbent materials in Oil Spill management: A review. *Caspian Journal of Applied Sciences Research*, 2013, №2(2), pp. 46–58.
5. ФР.1.31.2008.04409: Методика выполнения измерений массовой концентрации нефтепродуктов в сточных водах методом ИК-спектрофотометрии. – Новосибирск, 2007. 20с.
6. Арефьева О.Д. и др. Сорбционная очистка нефтесодержащих сточных вод гидрофобизированными перлитами // Водочистка, водоподготовка, водоснабжение. – 2016. – № 3 (99). – С. 30–32.

Application of ore processing products for purification of aquatic environments from oil and petroleum products

Perfilev A.V., Tsybulskaya O.N., Ksenik T.V., Yudakov A.A., Pavlov V.F.

The paper presents the results of a study of the structural and sorption characteristics of foam silicate obtained from waste from ore processing, from the point of view of its use for purifying aqueous media from petroleum products.

**ВЛИЯНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ОТХОДОВ
ЗОЛОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ НА КЛАСС ОПАСНОСТИ
ДЛЯ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ**

М.П. Непомнящих, Г.И. Войлошников, С.В. Петров, Е.П. Ольберг, Б.А. Дмитриев

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: belykhmarina606@gmail.com

Проведены исследования на модельных и реальных отходах золотодобывающей промышленности. Выявлены основные закономерности между физико-химическими параметрами отходов и их классом опасности для окружающей среды. Полученные данные позволяют спрогнозировать результаты биотестирования для дальнейшей разработки оптимальных природоохранных мероприятий и минимизации экологических платежей предприятия.

При освоении месторождений полезных ископаемых образуется большое количество отходов, которые имеют сложный вещественный состав с разнообразными физико-химическими свойствами. Компоненты отходов могут взаимодействовать между собой и объектами окружающей среды, биологически разлагаться и ассимилироваться и тем самым оказывать негативное влияние на окружающую природную среду.

Процедура определения класса опасности отходов является обязательной для организации работ по обращению с отходами и регламентируется Приказом Минприроды России N 536 от 04.12.2014. На основании утвержденного класса опасности даются соответствующие разрешения природоохранных органов на складирование отходов, определяется необходимость их предварительного обезвреживания, возможность рекультивации, или вторичного использования в производстве.

Класс опасности является основой для установления норматива платы за размещение единицы отхода. Основное число противоречий возникает при решении вопросов отнесения отходов к 4-му и 5-му классам, так как между этими классами наибольшая разница в экологических платежах. Именно среди этих классов встречаются отходы с максимальными нормативами образования, поэтому и размеры платежей для них оказываются наиболее существенными.

По Приказу N 536 класс опасности устанавливается расчетным или экспериментальными методами. Расчетный метод проводится на основе количественного химического анализа и требует определения 100% (полного) состава отхода. Экспериментальный метод основан на биотестировании водных вытяжек отходов и является обязательным для подтверждения 5-го класса опасности. Биотестирование проводится с использованием не менее двух тест-объектов из разных систематических групп (дафнии и водоросли, периодафнии и бактерии и т.п.). Основным преимуществом

данного метода выступает то, что он учитывает степень вредности комплексного воздействия всех загрязняющих веществ исследуемой пробы и дает интегральную оценку.

Исследования по решению проблем, связанных с определением класса опасности отходов горнодобывающей промышленности, не многочисленны. Отсутствуют данные по влиянию состава отходов на определяемый класс опасности экспериментальным методом. Поэтому целью настоящего исследования выступало определение влияния физико-химических параметров отходов золотодобывающей промышленности на класс опасности для окружающей среды.

Исследования проводились на модельных и реальных отходах. На первом этапе определяли влияние токсичных соединений на тест-объекты, используемые в биотестировании. Для этого проведена серия экспериментов на модельном растворе. Химический состав раствора был смоделирован с учетом характеристик жидкой фазы обезвреженных хвостов цианирования одного из месторождений Камчатского края, которые выступали в качестве объектов исследования (таблица 1).

Таблица 1 – Результаты химического анализа и биотестирования модельных и реальных отходов, используемых в исследовании

Определяемые компоненты	Исходные хвосты	Обезвреженные хвосты			Модельный раствор
		Хлорированием	INCO + хлорирование	Озонированием	
рН, ед	10,9	11,2	11,08	10,5	7,5
Концентрация, мг/л					
Сухой остаток	1792	6900	11300	1927	1390,0
Кальций	227	1399	2087	229	194,0
Магний	0,161	0,82	1,09	0,76	1,86
Хлориды	24	2095	3284	42,6	373,0
Сульфаты	530	531	1410	718	510,0
Цианиды	78	0,07	0,09	н.о.	н.о.
Тиоцианаты	88,7	н.о.	н.о.	0,28	н.о.
Мышьяк	0,418	0,096	0,092	0,5	<0,005
Кадмий	0,0064	н.о.	н.о.	н.о.	0,002
Кобальт	0,035	0,024	0,093	0,036	<0,001
Медь	48,6	0,025	0,218	0,105	<0,0010
Железо	2,89	1,81	23	1,36	<0,05
Марганец	н.о.	н.о.	н.о.	н.о.	0,0022
Никель	0,018	н.о.	н.о.	н.о.	0,0014
Свинец	н.о.	н.о.	н.о.	н.о.	<0,0010
Цинк	0,58	н.о.	0,029	н.о.	0,012
Класс опасности*	3	4	4	5	-

Примечание: н.о. – не обнаружено; * – определенный по ФР.1.39.2007.03222 (*D. magna*) и ПНД Ф Т 14.1:2:3:4.10-04 (*Chlorella vulgaris*).

В модельном растворе варьировали следующие физико-химические параметры: рН (3,3; 7,5; 9,3; 10,5; 11,5); концентрации макрокомпонентов: Ca²⁺ (от 194 до 2000 мг/л), Cl⁻ (от 373 до 15000 мг/л), SO₄²⁻ (от 510 до 3000 мг/л); цианидсодержащих

соединений: CN^- (от 0,05 до 200 мг/л), SCN^- (от 0,1 до 500 мг/л); металлов: As (от 0,5 до 3,0 мг/л), Cu (от 0,05 до 10,0 мг/л), Co (от 0,1 до 0,6 мг/л), Fe^{2+} (от 1,5 до 25,0 мг/л) и Zn (от 0,03 до 25,0 мг/л). Оценку влияния этих параметров на выживаемость тест-объектов (культуры дафний – *Daphnia magna* и водорослей – *Scenedesmus quadricauda*) осуществляли по соответствующим методикам ФР.1.39.2007.03222 и ФР.1.39.2007.03223.

На втором этапе с помощью биотестирования были определены классы опасности реальных отходов: исходных хвостов цианирования и хвостов, обезвреженных разными методами (хлорированием, озонированием и комплексной обработкой, включающей INCO-процесс и хлорирование (см. таблицу 1)).

В модельных экспериментах определено, что показатели pH от 5,0 до 10,5 ед. являются безопасными для тест-объектов. Содержание кальция (с 0,2 до 2,0 г/л) не оказывает воздействия на класс опасности отходов. Концентрации сульфатов от 1,0 г/л и хлоридов от 2,0 г/л являются токсичными (рисунок 1).

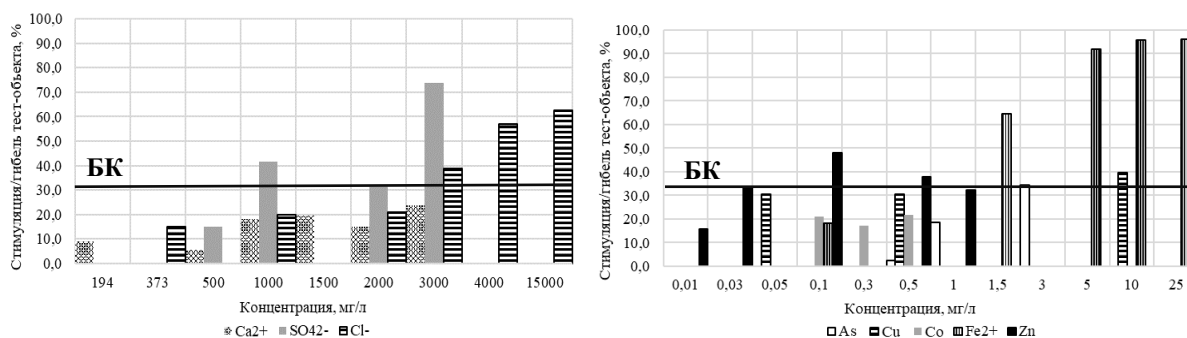


Рисунок 1. Влияние токсичных соединений на тест-объекты (БК – безвредная концентрация вещества, вызывающая гибель не более 20 % тест-объектов или стимуляцию их численности не более чем на 30%)

Отмечена прямая зависимость увеличения концентраций цианидов и тиоцианатов на токсичность растворов для тест-объектов. Безвредные концентрации (БК) CN^- и SCN^- соответствуют значениям их ПДК.

Дополнительно отмечено, что тест-объекты по-разному реагируют на концентрации тяжелых металлов в растворе. Водоросли и дафнии выдерживают высокие концентрации мышьяка (до 1,0 мг/л). В то время как, концентрации меди 0,05 мг/л и кобальта 0,1 мг/л вызывают от 20 до 100% гибели тест-объектов. Безвредные концентрации железа и цинка находятся на уровне значений их ПДК, увеличение которых будет приводить к понижению класса опасности отхода (см. рисунок 1).

По результатам биотестирования исходные хвосты цианирования были отнесены к **3 классу опасности** для окружающей среды. Хвосты цианирования, обезвреженные методом хлорирования и совместно с INCO-процессом – к **4 классу**, а хвосты, обезвреженные озонированием – к **5 классу** (см. таблицу 1). Сравнительный анализ результатов, полученных при биотестировании модельных растворов и хвостов цианирования позволил выявить закономерности между физико-химическими

параметрами отходов и их классом опасности. Полученные закономерности приведены в таблице 2 и позволяют спрогнозировать класс опасности в зависимости от агрегатного состояния отходов (раствор, кек) и содержания токсичных соединений в их жидкой фазе.

Таблица 2 – Прогнозирование класса опасности в зависимости от агрегатного состояния отходов и содержания токсичных соединений в их жидкой фазе

Агрегатное состояние	Физико-химические показатели жидкой фазы отходов									
	рН	Cl ⁻	SO ₄ ²⁻	CN	SCN	As	Co	Cu	Fe	Zn
		г/л		мг/л						
5 класс опасности										
раствор	5,0 – 10,5	<1,9	<0,9	≤0,05	≤0,1	<0,9	<0,09	<0,05	<0,1	<0,01
кек				≤1,2	≤100			≤0,1	≤1,84	
4 и ниже класс опасности										
раствор	>10,5	>1,9	>1,0	>0,05	>0,1	>1,0	>0,1	>0,05	>0,1	>0,01
кек				>1,2	>100			>0,1	>1,84	

Таким образом, проведенные исследования на модельных и реальных отходах золотодобывающей промышленности позволяют дать рекомендации по прогнозированию класса опасности в зависимости от химического состава жидкой фазы и агрегатного состояния отхода. Полученные данные являются перспективными для дальнейшей разработки эффективных природоохранных мероприятий и минимизации экологических платежей предприятия.

Determining the influence of physical and chemical characteristics of gold mining wastes on environmental hazard class

Nepomniashchikh M.P., Voiloshnikov G.I., Petrov S.V., Olberg E.P., Dmitriev B.A.

The study was carried out using model and actual gold mining wastes to investigate the main dependencies between physical and chemical characteristics of wastes and their environmental hazard class. The findings of the study can be used for predicting biotesting results for the further development of optimal environmental protection measures and minimization of gold mine's environmental charges.

ОЗОН - ЭКОЛОГИЧНЫЙ ОКИСЛИТЕЛЬ В ТЕХНОЛОГИИ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ХВОСТОВ ЦИАНИРОВАНИЯ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

**Е.П. Ольберг¹, С.В. Петров¹, А.Ю. Чикин², М.П. Непомнящих¹,
Б.А. Дмитриев¹, А.В. Веприков¹**

¹ АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: eolberg@mail.ru

² Иркутский государственный университет (ИГУ), г. Иркутск, Российская Федерация

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

Проведены исследования по определению влияния методов обезвреживания (хлорирования, INCO с последующим хлорированием, пероксидирования, озонирования) хвостов цианирования на класс их опасности для окружающей природной среды. Установлено, что экологичным окислителем является озон.

В золотодобывающей промышленности образуются цианидсодержащие отходы, для детоксикации которых в основном применяется метод хлорирования. Внедрение в производство технологий, позволяющих снижать экологическую нагрузку на окружающую среду, является приоритетной задачей. Исследования по обезвреживанию хвостов цианирования с содержанием, в жидкой фазе, цианидов 78 мг/л и тиоцианатов 88,7 мг/л, проведены с применением следующих методов: хлорирования с pH 11,2-11,4 и пониженным до 10,7, озонирования, пероксидирования, INCO с последующим окислением тиоцианатов гипохлоритом кальция. В таблице 1 представлен химический состав жидкой фазы отходов до и после детоксикации. Минимальное увеличение минерализации жидкой фазы пульпы на 7,5% и 6,2% отмечается после детоксикации отходов цианирования озоном и пероксидом водорода.

Таблица 1 – Химический состав жидкой фазы хвостов цианирования до и после детоксикации

Определяемые компоненты	Исходная	После Ca(OCl) ₂ (pH=11,2-11,4)	После Ca(OCl) ₂ (pH=10,7)	После O ₃	После H ₂ O ₂	После INCO с последующим хлорированием
pH, ед	10,9	11,2	10,7	10,5	10,05	11,08
Концентрация, мг/л:						
Сухой остаток	1792	6900	6100	1927	1900	11300
Кальций	227	1399	1278	229	228	2087
Хлориды	24,0	2095	1970	42,6	59,6	3284
Сульфаты	530	531	479	718	666	1410
Цианиды	78,0	0,07	0,04	н.п.о.	1,2	0,09
Тиоцианаты	88,7	н.п.о.	0,13	0,28	100,0	н.п.о.

Примечание: н.п.о. – ниже предела обнаружения

По эффективности удаления цианидов и тиоцианатов установлено, что все методы, кроме пероксидирования, позволяют эффективно окислять токсичные соединения. Этот метод требует высоких расходных показателей H₂O₂ более 10 кг/т (таблица 2), при этом остаточная концентрация CN⁻ составила 1,2 мг/л, SCN⁻ увеличилась до 100 мг/л.

Таблица 2 - Результаты проведенных исследований по детоксикации хвостов цианирования

Метод обезвреживания	Расход реагентов (100%), кг/т
Хлорирование при pH 11,2-11,4	«Активный хлор» – 0,95; CaO – 0,45
Хлорирование при pH 10,7	«Активный хлор» – 0,93; CaO – 0,09
INCO с последующим хлорированием	Na ₂ S ₂ O ₅ – 3,53; CuSO ₄ – 0,68; «Активный хлор» – 1,34; CaO – 1,17
Пероксидирование	H ₂ O ₂ – 10,0
Озонирование	O ₃ – 1,1; CaO – 0,3.

Токсичность твердой фазы отходов после детоксикации определялась в аккредитованной лаборатории методом биотестирования, тест объектами выступали *Daphnia magna* Straus и водоросли хлорелла (*Chlorella vulgaris* Beijer). 5 класс опасности для окружающей природной среды обезвреженных хвостов цианирования определен после обработки озоном и пероксидом водорода, отходы после воздействия прочих окислители показали 4 класс (таблица 3).

Таблица 3 – Результаты определения класса опасности для окружающей природной среды твердой фазы обезвреженных хвостов цианирования методом биотестирования

Метод обезвреживания	Класс опасности твердой фазы хвостов цианирования для окружающей природной среды
Хлорирование при pH 11,2-11,4	4
Хлорирование при pH 10,7	4
INCO с последующим хлорированием	4
Пероксидирование	5
Озонирование	5

В результате установлено, что озонирование обеспечивает требуемую глубину окисления цианидов и тиоцианатов, при этом не оказывает существенного влияния на солевой фон жидкой фазы отходов, в результате образуются практически неопасные отходы для окружающей природной среды 5 класса опасности. Данная технология является альтернативным методом детоксикации цианидсодержащих отходов классическому хлорированию.

Ozone is an environmentally friendly oxidizer in the technology of neutralization of cyanidation tailings in the gold mining industry

**Olberg E.P., Petrov S.V., Chikin A.U., Nepomniashchikh M.P.,
Dmitriev B.A., Veprikov A.V.**

The study was carried out to determine the influence of a method applied to neutralize cyanidation tailings (chlorination, INCO followed by chlorination, peroxidation, ozonation) on their environmental hazard class. The results show that ozone can be considered an environmentally friendly oxidizing agent.

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РЕГЕНЕРАЦИИ ЦИАНИДА В ОБОРОТНЫХ
МЕДНОЦИАНИСТЫХ РАСТВОРАХ**

С.Д. Гринько, А.А. Файберг, А.В. Енифоров

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: Fayberg@irgiredmet.ru

Показано, что регенерация цианида позволяет вернуть в процесс около 2,56 кг цианида с 1 м³ жидкой фазы хвостов выщелачивания. Извлечение меди в медный концентрат из руды составило 45,5%. В процессе испытаний получен медный концентрат с содержанием меди 58,7%, серебра 299 г/т и золота 1,3 г/т.

При цианидном выщелачивании золотомедных руд минералы меди взаимодействуют с цианидом, образуя комплексы $[\text{Cu}(\text{CN})_{2+n}]^{(n+1)-}$, где $n=0-2$ и увеличивается с увеличением концентрации свободного цианида в растворе. Образование медноцианидных комплексов приводит к значительному увеличению расхода цианида натрия в процессе выщелачивания золота. В результате накопления меди в оборотных растворах значительно снижается извлечение золота, а следовательно, и эффективность технологии в целом.

В настоящее время разработан ряд методов регенерации цианида в обогащенных медью выщелачивающих растворах как до, так и после извлечения золота. Эти процессы сочетают в себе возможность выделения меди в виде соответствующего товарного продукта и регенерации цианида, пригодного для извлечения золота с тем, чтобы уменьшить общие производственные затраты. К таким процессам относят: Cutech, MNR, SART, AVR, CyanometAuGment, Vitrokele, Hannah, Cyanisorb [1].

В Иргиредмет также проводились исследования и была разработана технология по регенерации цианида из растворов цианирования золотомедных руд [2, 3]. Данная технология была внедрена на ряде российских предприятий [4-7].

В настоящей работе исследования по регенерации цианида проводили параллельно с укрупненно-лабораторными испытаниями по сорбционному выщелачиванию золотомедной руды одного из месторождений РФ в замкнутом цикле.

Исследуемая руда содержала золота – 4,7 г/т, серебра – 6,3 г/т, меди – 2,67 кг/т. Проба на 92,5% состояла из порообразующих минералов, с преобладанием кварца (58,0%), а также глинисто-сланцисто-гидрослюдистые образований (22,0%) и карбонатов (6,9%). Содержание сульфидов 5,5%, (пирита – 4,7%, халькопирит – 0,5%, сфалерит – 0,3%). По количеству сульфидов проба умеренносульфидная [8]. Окисленные минералы меди представлены малахитом (0,1%).

Испытания по сорбционному выщелачиванию проводили на стендовой установке (рисунок 1), включающей расходную емкость с механическим перемешиванием, 10-секционный аппарат, состоящий из последовательно расположенных реакторов с пневматическим перемешиванием (пачуков) и приемную емкость.

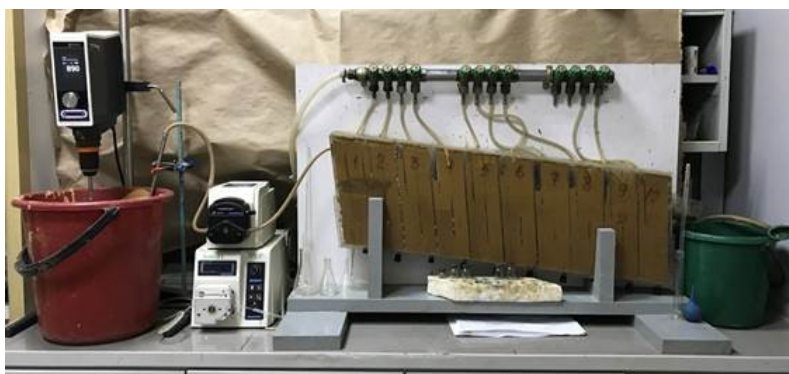
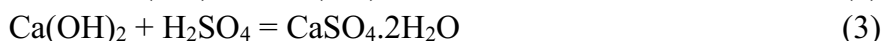
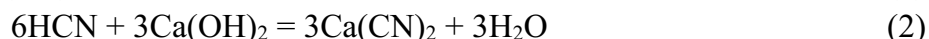
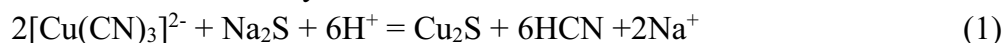


Рисунок 1. Внешний вид установки непрерывного сорбционного выщелачивания

Подучу пульпы в пачуки осуществляли перистальтическим насосом, движение пульпы по пачукам осуществлялось самотеком в противотоке с активированным углем.

Обеззолоченная пульпа из последнего пачука накапливалась в приемной емкости и раз в смену (12 ч) фильтровалась. На фильтрате проводили регенерацию цианида с получением медного осадка и оборотного цианистого раствора. После отделения медного осадка регенерированный цианистый раствор направляли в расходную емкость для распульповки свежей порции руды. Данная емкость также служила реактором предварительного цианирования.

Для регенерации цианида и осаждения меди в медноцианистый фильтрат хвостов сорбционного выщелачивания добавляли стехиометрическое количество сульфида натрия (0,61 г/г меди). После сульфидной обработки раствора (1-2 мин) в раствор добавляли концентрированную серную кислоту до pH=3,0-3,5. При этом медь из раствора выпадала в осадок в виде сульфида меди, а в растворе появлялся свободный цианид в соответствии с реакцией 1. Полученный медносульфидный осадок отделяли на фильтре, фильтрат подщелачивали раствором CaO до pH=10,5-11,0 для регенерации цианида (реакция 2). При этом протекал побочный процесс образования небольшого количества гипса (реакция 3). Регенерированные цианидные растворы совместно с гипсовым осадком подавали в следующий цикл выщелачивания.



Продолжительность непрерывных испытаний составила 24 суток. Общая масса переработанной руды составила 54 кг. Концентрация цианида натрия в предварительном цианировании составляла 3,0-3,5 г/дм³, в сорбционном выщелачивании – около 1 г/дм³ в хвостах – 0,8-1,0 г/дм³.

При выходе на режимные параметры в период испытаний среднее содержание золота в твердых хвостах сорбции составило 0,5 г/т, серебра – 2,1 г/т, меди – 0,99 кг/т. Технологическое извлечение золота на активный уголь составило 88,5%, серебра – 53,4%.

В процессе испытаний было получено 109,27 г (2,12 кг/т руды) медного осадка с содержанием меди 58,7%, серебра 299 г/т и золота 1,3 г/т, при средней остаточной

концентрации золота и серебра в жидкой фазе хвостов выщелачивания 0,03 и 0,72 мг/дм³ соответственно. Извлечение меди в медный концентрат составило 45,5%, извлечение серебра – 10,1%. Также в концентрате содержалось 4,4% железа, 1,2% цинка и менее 0,1% свинца. Полученный осадок соответствует медному концентрату КМ0 по ГОСТ Р 52998-2008.

Показано, что регенерация цианида позволяет вернуть в процесс около 2,56 кг цианида (в пересчете на NaCN) с каждого м³ жидкой фазы хвостов выщелачивания (рисунок 2). Химический расход цианида натрия при выщелачивании исследуемой золотомедной руды составил 3,5-4,0 кг/т, с учетом возврата регенерированного цианида в процесс его удельный расход составил 1,5 кг/т.

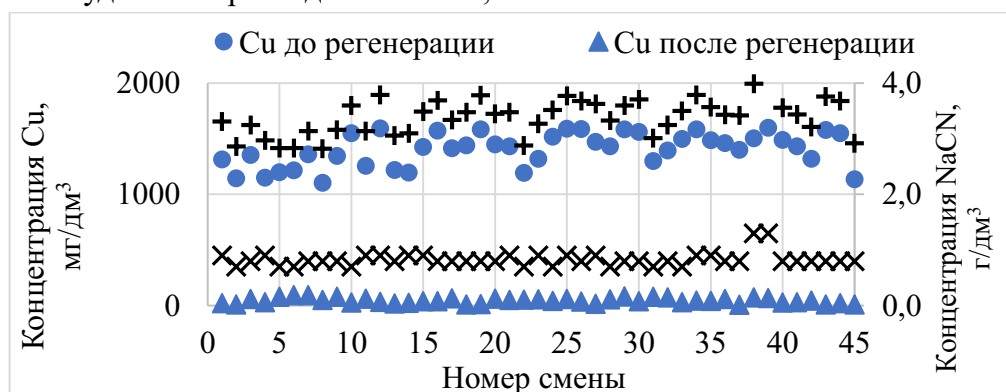


Рисунок 2. Динамика изменения концентраций меди и цианида натрия в растворе до и после регенерации в процессе испытаний

На получение медного концентрата и регенерацию цианида удельный расход реагентов составил: H₂SO₄ – 7,4 кг/т; H₂S – 1 кг/т; CaO – 3,3 кг/т (общий расход извести на переработку руды составил 3,7 кг/т).

Проведенными исследованиями в очередной раз была показана возможность сокращения удельного расхода цианида при переработке золотомедных руд с применением процесса регенерации цианида. Кроме того, данная технология позволяет получать высококачественный медный концентрат, сокращает потери меди, серебра, золота и др. ценных компонентов с хвостами выщелачивания, что благоприятным образом может отразиться на экономических и экологических аспектах при переработки золотомедных руд.

Список использованных источников

1. Fleming C. A. Cyanide recovery // Gold Ore Processing. Mike D. Adams (Editor). Chapter 36. 2016. P. 647–661.
2. Файберг А.А. Технология кондиционирования оборотных растворов, образующихся при переработке руд с повышенным содержанием меди // Вестник ИрГТУ. 2010. № 4. С. 163–165.
3. Патент 2443791 РФ: Способ кондиционирования цианосодержащих оборотных растворов переработки золотомедистых руд с извлечением золота и меди и регенерацией цианида / Петров В.Ф., Файберг А.А., Петров С.В. И др.; заявл. 13.07.2010 ; опубл. 27.02.2012.
4. Ращенко А.Ф. и др. Технология регенерации цианида в оборотных растворах сорбционного

- цианирования флотоконцентрата руды березняковского месторождения // Вестник ГГТУ им. П. О. Сухого. 2014. № 1. С 45-51.
5. Гудков С.С. и др. Промышленный опыт работы установки регенерации цианида на УКВ «Курасан» // Золотодобыча. – Иркутск: АО «Иргиредмет», 2018. – № 236(7). – С. 7-9.
 6. Файберг А.А. и др. Селективное кондиционирование оборотных растворов кучного выщелачивания с повышенным содержанием меди // Экология и пром. России. 2010. июнь. – С. 51–53.
 7. Файберг А.А., Войлошников Г.И. Технология кондиционирования цианидсодержащих оборотных растворов с регенерацией свободного цианида и извлечением меди // Горный журнал Казахстана. 2012. № 12. С. 18-22.
 8. Лодейщиков В.В., Васильева А.В. Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1997, 164 с.
-

Research of cyanide regeneration in recycled copper-cyanide solutions

Grinko S.D., Faiberg A.A., Epiforov A.V.

It was shown, that cyanide regeneration allows returned to process about 2.56 kg of cyanide from 1 m³ of leach tailings liquid phase. The recovery of copper into copper concentrate from ore was 45.5%. The copper concentrate contained 58.7% of copper, 299 g/t of silver and 1.3 g/t of gold was obtained during testing.

ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА С ЦЕЛЬЮ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ

Д.Б. Холикулов¹, О.Н. Болтаев¹, Б.Э. Ниязметов²

¹ Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. И. Каримова (Алмалыкский филиал ГГТУ), г. Алмалык, Республика Узбекистан,
e-mail: doniyor_xb@mail.ru

² АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Республика Узбекистан

Озонирование может быть использован для переработка технологических растворов. Установлено, что за 1 часов обработки концентрации металлов уменьшилась до уровня <0,01 мг/л, что на порядок ниже ПДК металлов в воде, а также снижает экологический ущерб окружающей среде.

Проблема рационального и комплексного использования сырья занимает важное место в работе предприятий цветной металлургии. Одной из основных тенденций является повышение комплексности использования сырья, определяемой наличием в сырье полезных компонентов и степенью извлечения их во все виды товарной продукции.

В мире, вовлечение в переработку техногенных отходов металлургических предприятий весьма перспективна, так как в последнее время идёт тенденция снижения содержания ценных компонентов в добываемых рудах, ухудшается состояние

месторождений и сокращаются запасы практически всех видов полезных ископаемых. Кроме того, переработка первичных руд требует больших энергетических и материальных затрат, включающих в себя добычу, транспортировку, подготовку и обогащение рудного сырья. В тоже время в отвалах и хвостохранилищах горно-металлургических предприятий накопилось большое количество техногенных отходов содержание ценных компонентов в которых близко к первичным рудам, а их подготовка к металлургической переработке требует меньших затрат [1].

Проводимые в последние годы научно-исследовательские работы в области извлечения ценных компонентов из техногенных отходов направлены на разработку комбинированных технологий, включающих как гидрометаллургические, так и пирометаллургические методы [2].

Целью исследования является разработка эффективной технологии извлечения металлов из технологических растворов медного производства.

Объектом исследования являются техногенные образования в виде металлсодержащих технологических растворов медного производства: промывные растворы (после промывки технологических газов) сернокислотного цеха (СКЦ) Медеплавильного завода (МПЗ), АО «Алмалыкский ГМК».

До настоящего времени технологические растворы АО «Алмалыкского ГМК» не утилизируются из-за отсутствия эффективной технологии извлечения металлов из растворов с высоким содержанием серной кислоты. Объем промывного раствора СКЦ МПЗ - 100÷120 м³/час. Сложность переработки промывного раствора связано с высоким содержанием кислоты.

Выбор метода обеззараживания технологического раствора осуществляют на основании расхода и качества очищенных сточных вод, условий поставки и хранения реагентов. Также выбор метода обеззараживания определяется не только технико-экономическими показателями, но и экологическими требованиями.

Известны многочисленные методы очистки технологических сточных вод как озонирование, хлорирование, нейтрализация, γ -облучение, УФ-облучение, химические методы.

Обеззараживание технологической сточной воды озоном имеет преимущества перед другими методами. При добавлении озона в воду происходит окисление ферментов бактериальных клеток, неорганических и органических веществ, обуславливающих цветность, привкус и запах, за счет высокой окислительной способности озона. При этом в воду не вносятся посторонние примеси и не образуются вредные для окружающей среды соединения. Уничтожение микроорганизмов озоном основано на разрыве свободным кислородом органических соединений при взаимодействии с ними. В реакциях разрушения органических и неорганических соединений участвуют и свободные радикалы, образующиеся при разложении озона в воде.

Широкое применение озона связано с его потенциально меньшей опасностью для сточных вод: остаточный растворенный в воде озон полностью разлагается за 7-10 мин,

и не поступает в водоем [3]. Он - один из сильнейших окислителей, окисляет все металлы и большинство неметаллов, переводит низшие оксиды в высшие, а сульфиды металлов - в сульфаты металлов.

Поэтому использование озона для обработки сточных вод имеет двойную цель: обеспечить обеззараживание и улучшить качество очищенной воды. Окислительное действие озона основано на выделении атомарного кислорода, который значительно активнее молекулярного кислорода O_2 .

Важное преимущество озонирования – отсутствие загрязнения воды дополнительными примесями, снижает цветность сточных вод и устраняет запахи. При озонировании технологических сточных вод необходимо выделить следующие показания: недопустимо высокое содержание хлора и необходимость дехлорирования; невозможность применения по каким-либо причинам хлора; необходимость одновременного с обеззараживанием улучшения качества воды; предотвращение образования в результате хлорирования раков вызывающие соединения.

В ходе исследования изучены зависимости концентрации ионов металлов в растворе от времени обработки.

За 1 часовой обработки концентрации металлов уменьшились до уровня $<0,01$ мг/л, что на порядок ниже ПДК металлов в воде (рисунок). Отфильтрованная жидкость при времени обработки больше 1 часа была прозрачной и бесцветной [4].

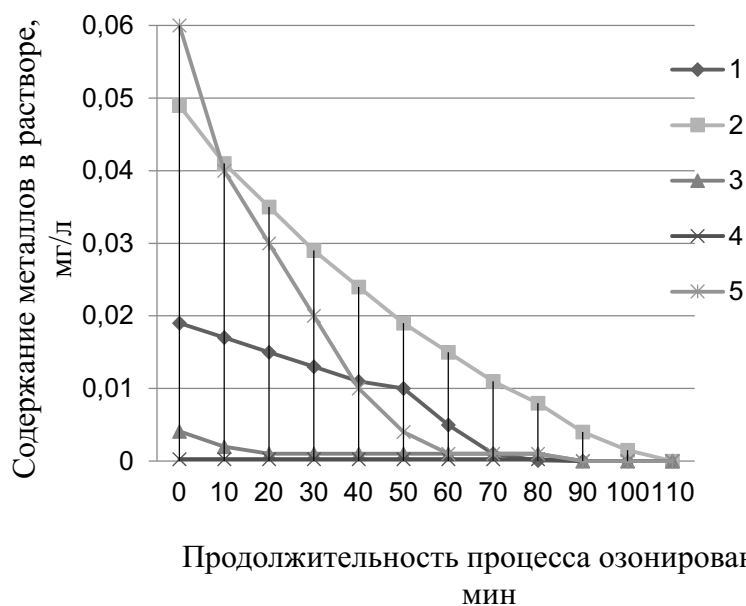


Рисунок. Зависимость изменения содержания металлов промывных растворов СКЦ МПЗ от времени озонирования:
1-Zn; 2-Fe; 3-Al; 4-Mo; 5-Cu

В результате озонной обработки в компонентном составе сточных вод изменяется соотношение совокупных соединений. Содержание металлов, составляющего основную долю металлосодержащих компонентов, уменьшается при озонировании до 99% (таблица).

"Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и горнохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов"

Таблица - Компонентный состав исходной и обработанной сточной воды

Состав исходной сточной воды			Состав сточной воды после обработки озоном		
Соединения	Концентрация веществ, мг/л	Содержание от суммарного количества определенных веществ, %	Соединения	Концентрация веществ, мг/л	Содержание от суммарного количества определенных веществ, %
Cu	19-35	2,50-2,81	Cu	0,1	1,84
Zn	1-49	0,13-3,93	Zn	0,03	0,55
Fe	41-200	5,39-16,05	Fe	0,001	0,02
Mo	0,27-2	0,04-0,16	Mo	0,01	0,18
Al	50-60	4,82-6,57	Al	0,3	5,51
Сульфаты	650-900	72,23-85,38	Сульфаты	5	91,89
Суммарное содержание веществ		100	Суммарное содержание веществ	5,441	100

Количество совместного осаждения двух или нескольких различных ионов металлов, при определенном рН, достигаются лучшие результаты, чем при осаждении каждого металла в отдельности. Это объясняется процессом образования в осадке смешанных осадков и абсорбции ионов металлов на поверхности твердой фазы. Отсюда возникает необходимость контроля качества воды после озонирования по ряду химических и санитарно-гигиенических показателей.

Таким образом, озонирование может быть использовано в качестве эффективного способа нейтрализации сточных вод металлургического производства. На основании проведенных исследований выявлена, интенсификации процесса озонирования происходит при участии солей меди (II), железа (II), железа (III), происходят процессы конденсации, и очистка происходит благодаря осаждению образующихся нерастворимых продуктов.

На основании полученных экспериментальных данных, предлагается принципиальная схема очистки технологических растворов медного производства от ионов металлов озонированием.

Полученный осадок после процесса озонирования, подвергается химическому анализу и по составу осадка отправляется на извлечение металлов по традиционной схеме: на цинковом или медеплавильном заводе АО "Алмалыкский ГМК".

Очищенная вода используется для технологических нужд.

Таким образом, под воздействием озона химический состав осаждаемых металлов меняется. Серноокислые соединения металлов, находящие в сточной воде, разлагается на ионы металлов и кислотные остатки, ионы металлов взаимодействует с гидроксид-ионом OH^- и образуется осадки металлов.

Список использованных источников

1. Марченко Н.В. Металлургия тяжелых цветных металлов // [Электронный ресурс]: электрон. учеб. пособие. – Красноярск, –2009. –402 с.
 2. Романтеев Ю.П., Быстров С.В. Металлургия тяжелых цветных металлов. Свинец. Цинк. Кадмий. - М.: Издательский дом МИСиС, –2010. –С. 324-339.
 3. Ермилов В.В. Расчет и проектирование систем обеспечения безопасности. Учебное пособие. – Череповец: ФГБОУЧГУ, 2012. – 279 с.
 4. Холикулов Д.Б. и др. Новый подход к решению проблемы очистки сточных вод медного производства // Горный вестник Узбекистана. 2019 № 3 (78), –С. 92-96.
-

Processing of copper production technological solutions for the purpose of extracting valuable metals

Kholikulov D.B., Boltaev O.N., Niyazmetov B.E.

Ozonation can be used for processing process solutions. It was found that after 1 hour of processing, metal concentrations decreased to a level of <0.01 mg/l, which is an order of magnitude lower than the MPC of metals in water, and also reduces environmental damage.

**КИНЕТИЧЕСКИЕ И ДИФФУЗИОННЫЕ ПАРАМЕТРЫ СОРБЦИИ
МЕТИЛЕНОВОГО СИНЕГО ДИАТОМИТОМ ПИОНЕРСКОГО
МЕСТОРОЖДЕНИЯ***

**С.Б. Ярусова¹, А.С. Авраменко², А.Е. Панасенко¹, В.С. Пушкарь³,
М.В. Черепанова², П.С. Гордиенко¹**

¹ Институт химии Дальневосточного отделения РАН (ИХ ДВО РАН),
г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: yarusova_10@mail.ru

² Федеральный научный центр биоразнообразия наземной биоты Восточной Азии
Дальневосточного отделения РАН (ФНЦ Биоразнообразия ДВО РАН),
г. Владивосток, Российская Федерация

³ Дальневосточный геологический институт ДВО РАН (ДВГИ ДВО РАН),
г. Владивосток, Российская Федерация

Изучена кинетика адсорбции метиленового синего в статических условиях диатомитом Пионерского месторождения (Приморский край) при температурах 20, 40 и 60°C, рассчитаны коэффициенты диффузии.

Диатомит — порода, состоящая более чем на 50% из створок микроскопических диатомовых водорослей, некогда обитавших в древних водоемах.

* Исследование выполнено в рамках государственных заданий Института химии ДВО РАН (FWFN(0205)-2022-0002, тема 2, разделы 3, 5) и ФНЦ Биоразнообразия ДВО РАН (тема № 124012200182-1).

В работе использовано оборудование ЦКП «Дальневосточный центр структурных исследований» (Институт химии ДВО РАН, г. Владивосток) и ЦКП «Биотехнология и генетическая инженерия» (ФНЦ Биоразнообразия ДВО РАН, г. Владивосток).

Порода представлена преимущественно аморфным кремнеземом.

Физико-химические свойства диатомита позволяют использовать его в различных сферах народного хозяйства. Одной из областей применения диатомитов является их применение в качестве сорбентов различных поллютантов, в том числе, органических красителей [1, 2].

В работе исследована кинетика адсорбции органического красителя катионного типа – метиленового синего (МС) диатомитом Пионерского месторождения (Приморский край) при температурах 20, 40 и 60°C, рассчитаны коэффициенты диффузии.

Состав диатомитов Пионерского месторождения характеризуется наличием аморфной и кристаллических фаз – алюмосиликата калия $K_{1.2}Al_4Si_8O_{20}(OH)_4 \cdot 4H_2O$ и диоксида кремния SiO_2 в модификациях кварца и кристобалита.

Плотность диатомита 3.19 г/см³. Удельная поверхность по МС составляет 352 м²/г.

Для изучения адсорбционных свойств диатомита использовали метиленовый синий $C_{16}H_{18}N_3SCl$ («ч.д.а.», М 319.85 г/моль).

Исследование сорбции МС из водных растворов проводили в статических условиях при температуре 20°C.

Для получения кинетических кривых адсорбции навески диатомита массой 0.01 г вносили в пробирки, прибавляли 10 мл исходного водного раствора МС ($C_0(МС)=852.2$ мг/л (2.66 ммоль/л)) и перемешивали от 1 до 60 мин.

После перемешивания суспензию центрифугировали, оптическую плотность раствора измеряли на спектрофотометре ЗОМЗ КФК-3-01 (Россия) при длине волны 657 нм.

На рисунке приведены кинетические кривые сорбции МС диатомитом при температурах 20, 40 и 60°C.

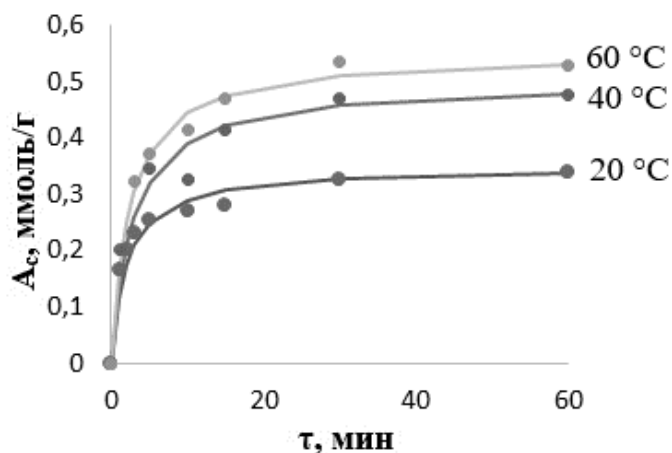


Рисунок. Кинетические зависимости сорбции МС диатомитом при температурах 20, 40 и 60°C

Как видно из представленных кинетических кривых, сорбционная емкость достигает максимума в течение 30 мин, возрастая с повышением температуры.

Для описания кинетики топочимических реакций, к которым относится и исследуемый процесс, использовано уравнение, обоснованное в работе [3]:

$$A_t = A_m \cdot k \cdot t \cdot \frac{1}{1 + k \cdot t}, \quad (1)$$

где k – константа, имеющая размерность (время)⁻¹; t – время сорбции; A_t и A_m – текущее и максимальное значение сорбционной емкости.

Для определения константы k и A_m уравнение (1) преобразовано в уравнение прямой вида ($y=a+bx$):

$$\frac{1}{A_t} = \frac{1}{A_m} + \frac{1}{k \cdot t \cdot A_m}, \quad (a=1/A_m; b=1/(A_m \cdot k)) \quad (2)$$

Получены линейные уравнения кинетики для различных температур сорбции: $y=3.0028x+3.2303, R^2=0.9528$ (20°C); $y=2.6899x+2.2794, R^2=0.933$ (40°C); $y=3.9623x+1.8584, R^2=0.9583$ (60°C), и из уравнений определены значения k , которые равны 1.08, 0.85 и 0.45 мин⁻¹ для соответствующих температур.

Рассчитанные значения максимальной сорбционной емкости A_m составляют 0.31 ммоль/г для 20°C, 0.44 ммоль/г для 40°C и 0.54 ммоль/г для 60°C.

Для определения диффузионных параметров процесса сорбции ионов МС диатомитом, применена методика, расчетные уравнения, приведенные в работе Д.П. Тимофеева [4] для высокодисперсных материалов:

$$Y_t = Y_o + (2S/V) \cdot (\sqrt{t} \cdot \sqrt{D}) / \sqrt{\pi}, \quad (3)$$

где $Y_t, A_t/A_m$ – относительная величина сорбции; S – удельная поверхность сорбента, см²/г; V – объем образца сорбента, см³ ($V = m/\rho$, где m – масса сорбента, г; ρ – плотность сорбента, г/см³); t – время, с; D – коэффициент диффузии, см²/с; $\pi=3.14$.

При использовании данного подхода необходимы экспериментальные данные по значению Y_t меньше 0.5, но такие значения относительных величин сорбции возможны при временах сорбции $t < 1/K_t$, согласно уравнению (1), и экспериментально их получить затруднительно, но с использованием уравнения (2), значений A_m и k для выбранных температур, определенных из экспериментальных данных, расчетным путем получены значения $Y_t = A_t/A_m$ при временах $t < 1/K_t$.

В результате проведенных расчетов построены зависимости $Y_t = f(\sqrt{t})$ и получены уравнения прямой $y=0.078x-0.0843$ ($R^2=0.9941$); $y=0.0738x-0.1045$ ($R^2=0.9989$); $y=0.0668x-0.1482$ ($R^2=0.9173$) для температур 20°C, 40°C и 60°C, соответственно. Коэффициенты диффузии МС, рассчитанные по описанной методике, равны $0.36 \cdot 10^{-16}$, $0.3136 \cdot 10^{-16}$, $0.25 \cdot 10^{-16}$ см²/с для температур 20°C, 40°C и 60°C, соответственно.

Таким образом, получены экспериментальные данные по кинетике сорбции, рассчитаны коэффициенты диффузии.

Установлено, что при повышении температуры сорбционная емкость увеличивается в 1.5–1.7 раза, но исходя из этих данных, коэффициент диффузии уменьшается. Сделано предположение, что это связано с механизмом взаимодействия сорбента и сорбата, с изменением скоростей сорбции и десорбции, о чем свидетельствуют скорости достижения ½ максимальной сорбционной емкости, равные 0.167; 0.187; 0.122 ммоль/г·мин при температурах 20, 40 и 60°C, соответственно.

Список использованных источников

1. Дацко Т.Я. и др. Кинетика и механизм адсорбции метиленового голубого нанокompозитом TiO_2 /диатомит и его компонентами // Электронная обработка материалов. 2023. № 59(3). С.46–54.
 2. Al-Qodah Z. et al. Adsorption of methylene blue by acid and heat treated diatomaceous silica // Desalination. 2007. Vol. 217. P. 212–224.
 3. Гордиенко П.С. и др. // Журнал физической химии. 2019. Т. 93. № 11. С. 1724–1730.
 4. Тимофеев Д.П. Кинетика адсорбции. М.: Изд. Академия наук СССР, 1962. 250 с.
-

Kinetic and diffusion parameters of methylene blue sorption by diatomite of Pionersky deposit

Yarusova S.B., Avramenko A.S., Panasenko A.E., Pushkar V.S., Cherepanova M.V., Gordienko P.S.

The kinetics of methylene blue adsorption under static conditions by diatomite of the Pionersky deposit (Primorsky Krai) at temperatures of 20, 40 and 60°C was studied and diffusion coefficients were calculated.

ИЗУЧЕНИЕ ВЫБРОСОВ УГЛЕКИСЛОГО ГАЗА ПРИ ТЕРМИЧЕСКОМ СЖИГАНИИ ТКО НА МОДЕЛЬНОЙ УСТАНОВКЕ

К.А. Воробьев

Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация, e-mail: k.vorobyev98@mail.ru

Исследованы процессы выделения углекислого газа при сжигании твердых коммунальных отходов (ТКО). Представлена лабораторная установка для измерения концентраций диоксида углерода, образующегося в процессе термической переработки отходов (шлаков и золы уноса). Описаны методы сбора и анализа данных, приведены результаты экспериментов, который позволил получить значимые результаты и выявить закономерности, связанные с образованием CO_2 в зависимости от различных параметров сжигания.

Глобальное потепление, спровоцированное увеличением концентрации в атмосфере парниковых газов, и в частности диоксида углерода (CO_2), является одной из важнейших проблем, стоящих перед человечеством. Снижение углеродного следа – одна из первостепенных задач на пути к обеспечению экологической устойчивости. Необходимо отметить, что мусоросжигательные заводы (МСЗ), играя важную, хоть и небесспорную, роль в утилизации отходов, генерируют значительные объемы выбросов CO_2 . В связи с этим, поиск новых, эффективных и экономически обоснованных технологий улавливания CO_2 приобретает особую актуальность, становясь императивом времени. Интересным и, возможно, многообещающим направлением исследований представляется использование твердых отходов МСЗ, в частности,

шлаков, богатых углеродом, в качестве сорбентов для CO_2 [1-3]/

Существует ряд методов улавливания CO_2 , каждый из которых обладает своими преимуществами и недостатками, связанными с эффективностью, стоимостью, энергозатратами и экологической безопасностью. К этим методам относятся: абсорбция жидкими сорбентами, адсорбция твердыми сорбентами, мембранное разделение, а также криогенная дистилляция.

Шлаки МСЗ могут представлять особый интерес как сорбенты CO_2 . Это обусловлено рядом причин: доступностью шлаков, их низкой стоимостью, высоким содержанием углерода, а также оксидов металлов, способных к хемосорбции CO_2 . Нами разработана установка для изучения кинетики улавливания CO_2 шлаками ТКО в газовых средах, определения оптимальных условий проведения процесса и дальнейшей разработки математической модели, описывающей влияние ключевых параметров на скорость сорбции. Шлаки ТКО могут связывать CO_2 посредством двух основных механизмов: физической адсорбции на поверхности пор и хемосорбции с образованием карбонатов. Эффективность улавливания CO_2 шлаками, несомненно, зависит от их физико-химических характеристик, таких как: фазовый состав, удельная поверхность, пористость, распределение пор по размерам, содержание щелочных и щелочноземельных металлов.

Для изучения кинетики сорбции CO_2 могут быть применены различные методы, в том числе: гравиметрический анализ, газовая хроматография, инфракрасная спектроскопия. Стоит отметить, что в научной литературе уже описаны различные конструкции модельных установок для исследования улавливания CO_2 , отличающиеся типом реактора, системой подачи газа, методами анализа газовой смеси.

Приведем описание разработанной модельной установки.

Модельная установка (рисунок 1) состоит из следующих основных узлов.

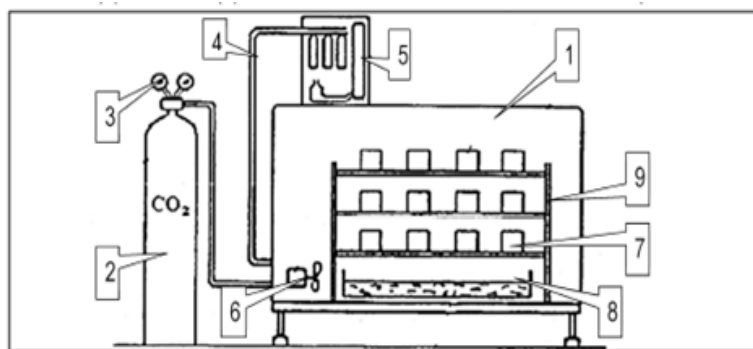


Рисунок 1. Принципиальная схема лабораторной установки для исследования скорости улавливания диоксида углерода шлаками в газовых средах:

1 – камера; 2 – баллон с CO_2 ; 3 – редуктор; 4 – гибкий рукав; 5 – химический газоанализатор; 6 – вентилятор; 7 – образцы; 8 – чаша с насыщенным раствором поваренной соли; 9 – стеллаж

- ✓ Реактор: цилиндрический реактор из нержавеющей стали с контролируемой температурой и давлением.
- ✓ Система подачи газа позволяет создавать газовые смеси CO_2/N_2 с регулируемой концентрацией CO_2 (0-100%) и расходом.
- ✓ Система подготовки шлакового сорбента включает в себя дробилку, сита для фракционирования шлака, печь для прокаливания.

- ✓ Система анализа газа: газовый хроматограф с детектором по теплопроводности для определения концентрации CO_2 на входе и выходе из реактора.
- ✓ Система контроля и управления обеспечивает автоматическое поддержание заданных параметров температуры, давления, расхода газа, а также сбор и обработку данных.

Исследование процесса улавливания CO_2 с использованием шлакового сорбента предполагает проведение эксперимента на специально разработанной модельной установке. Прежде всего, необходимо осуществить подготовку сорбента, включающую в себя несколько этапов: дробление, фракционирование по размеру частиц и прокаливание при определенной температуре с целью удаления летучих веществ.

Далее, подготовленный сорбент загружается в реактор, после чего производится настройка параметров газового потока, т.е. установка расхода и концентрации CO_2 .

Эксперимент заключается в пропускании газовой смеси через реактор с сорбентом при заданных температуре и давлении.

Через определенные интервалы времени происходит отбор проб газа на входе и выходе из реактора для последующего анализа.

Анализ полученных данных включает в себя определение концентрации CO_2 в пробах газа, а также расчет степени и скорости улавливания CO_2 .

Для определения концентрации CO_2 применяется метод газовой хроматографии. Степень улавливания CO_2 рассчитывается по формуле:

$$\eta = \frac{(C_{\text{вх}} - C_{\text{вых}})}{C_{\text{вх}}} * 100\%$$

где $C_{\text{вх}}$ – концентрация CO_2 на входе, $C_{\text{вых}}$ – концентрация CO_2 на выходе.

Скорость улавливания CO_2 определяется по формуле:

$$\frac{dq}{dt} = \frac{(C_{\text{вх}} - C_{\text{вых}}) * Q}{m}$$

где dq/dt – скорость улавливания, Q – расход газа, m – масса сорбента.

Эксперимент по изучению эффективности шлаков мусоросжигательных заводов в улавливании и удержании углерода был проведен в трех сериях замеров на лабораторной установке (рисунок 2):



Рисунок 2. Проведение эксперимента на лабораторной установке

Первая серия замеров, без шлаков, показала снижение концентрации CO₂ с 1092 ppm до 1045 ppm, с 1051 ppm до 1021 ppm и с 1035 ppm до 998 ppm за период по 10 минут.

Во второй серии замеров, с добавлением шлаков, концентрация CO₂ снизилась с 1040 ppm до 892 ppm, с 1024 ppm до 870 ppm и с 1020 ppm до 820 ppm.

В третьей серии замеров с добавлением золы, концентрация CO₂ уменьшилась с 1090 ppm до 880 ppm, с 1068 ppm до 915 ppm и с 1035 ppm до 896 ppm. соотв.

Средние значения концентрации HCHO составили 0,112, 0,178 и 0,181, а TVOC - 0,622, 0,793 и 0,806 соответственно. Из результатов можно сделать вывод, что использование шлаков и золы может снизить выбросы CO₂ и других вредных веществ в атмосферу при мусоросжигании. Дальнейшие исследования нужны для подтверждения эффективности этих материалов и учета их влияния на другие аспекты процесса мусоросжигания.

Результаты эксперимента подтверждают важность шлаков и золы для улавливания диоксида углерода. Исследования без шлаков показали незначительное изменение концентрации CO₂, в то время как использование шлаков и золы значительно снижает концентрацию CO₂. Среднее содержание формальдегида (HCHO) и органических летучих соединений (TVOC) также увеличивается со взаимодействием с материалами. Эксперимент также подтверждает эффективность лабораторной установки для изучения улавливания диоксида углерода и может быть полезен для дальнейших исследований в этой области.

Список использованных источников

1. Воробьев К.А. Возможности улавливания диоксида углерода шлаками мусоросжигательных заводов в газовых средах // Вестник Пермского университета. Геология. 2023. Т. 22. № 3. С. 275-281.
 2. Воробьев К.А. и др. Методы минеральной карбонизации и утилизации диоксида углерода на территории Российской Федерации. – М: Спутник+" Москва, 34 С.
 3. Щерба В.А. и др. Особенности правового регулирования и обращения с твердыми коммунальными отходами в России и Германии // Отходы и ресурсы. 2023. Т. 10. № 2.
-

Study of carbon dioxide emissions at a model plant during thermal treatment of utility solid waste

Vorobyev K.A.

The processes of carbon dioxide emission during the incineration of utility solid waste (MSW) have been investigated. A laboratory installation for measuring the concentrations of carbon dioxide formed in the process of thermal processing of waste (slag and fly ash) is presented. Methods of data collection and analysis are described, the results of experiments are presented, which made it possible to obtain significant results and identify patterns associated with the formation of CO₂ depending on various combustion parameters.

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ В ПРОГРАММНОМ КОМПЛЕКСЕ FROST 3D ТЕПЛОВЫХ ПРОЦЕССОВ В РУДНОМ ШТАБЕЛЕ ПРИ КВ ЗОЛОТА В УСЛОВИЯХ ХОЛОДНОГО КЛИМАТА

М.В. Каймонов

Якутский научный центр Сибирского отделения РАН Института горного дела Севера им. Н.В. Черского (ИГД СО РАН Якутск), г. Якутск, Российская Федерация, e-mail: gtf@igds.ysn.ru

Представлены расчёты, выполненные с использованием программного комплекса Frost 3D. Проведено моделирование детально и очень близко к натурным данным неоднородность строения, этапы формирования штабеля и режим эксплуатации штабеля.

Рассмотрим вариант расчёта теплового режима штабеля в теле которого на границе верхнего и нижнего яруса сформировался блок переуплотнённых и переохлаждённых пород с пониженной фильтрацией (в расчёте принята фильтрации для этого блока 0.5 м/сут). На рисунке 1 представлен общий вид штабеля с включённым внутрь него блоком (визуализация верхнего штабеля отключена).

На рисунках 2-6 показаны продольные срезы в виде температурных диаграмм тела штабеля на различные даты при скорости фильтрации $v = 2.0$ м/сут и при частичном зимнем орошении.

В зимний период поверхность штабеля теплоизолируется льдом толщиной 10 см с воздушным прослоем 5 см между породами штабеля и льдом.

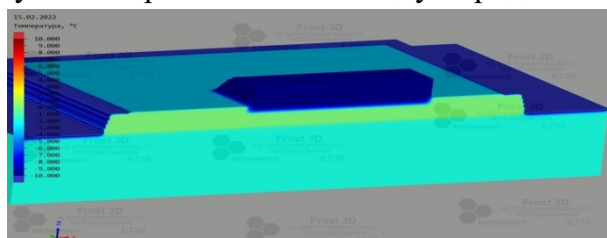


Рисунок 1. Общий вид штабеля с включённым внутрь него блоком (визуализация верхнего штабеля отключена)

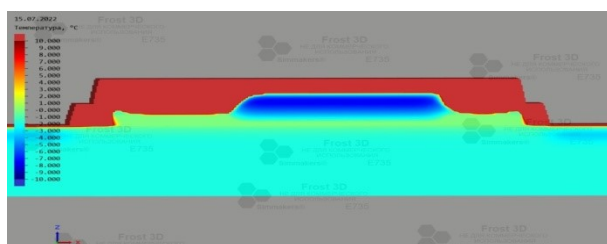


Рисунок 2. Температурная диаграмма продольного среза штабеля в районе блока переуплотнённых пород на 15.07.2022 г при скорости фильтрации $v = 2.0$ м/сут при круглогодичном зимнем орошении

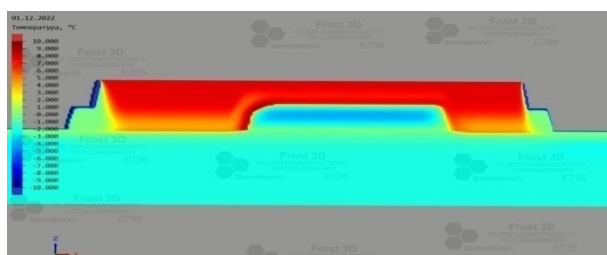


Рисунок 3. Температурная диаграмма продольного среза штабеля в районе блока переуплотнённых пород на 01.12.2022 г при скорости фильтрации $v = 2.0$ м/сут при круглогодичном зимнем орошении

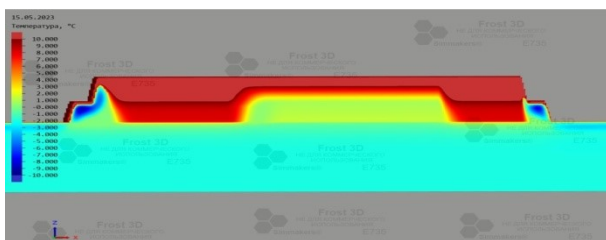


Рисунок 4. Температурная диаграмма продольного среза штабеля в районе блока переуплотнённых пород на 15.05.2023 г при скорости фильтрации $v = 2.0$ м/сут при круглогодичном зимнем орошении

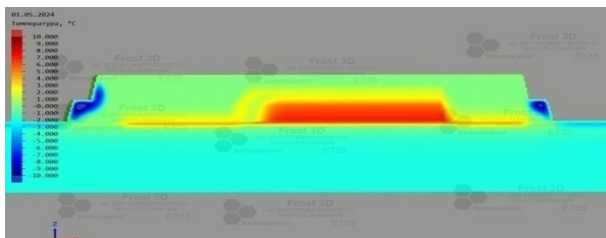


Рисунок 5. Температурная диаграмма продольного среза штабеля в районе блока переуплотнённых пород на 01.05.2024 г при скорости фильтрации $v = 2.0$ м/сут при круглогодичном зимнем орошении

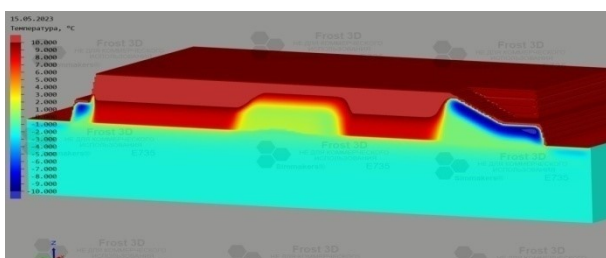


Рисунок 6. Температурная диаграмма поперечного среза штабеля в районе блока переуплотнённых пород и технологического съезда на 15.05.2023 г при скорости фильтрации $v = 2.0$ м/сут при круглогодичном зимнем орошении

Нижний ярус имеет начальную положительную температуру $+4^{\circ}\text{C}$, верхний ярус сформирован зимой и имеет начальную отрицательную температуру -10°C . В зимний период температура раствора $+8^{\circ}\text{C}$. Рассматриваются два варианта зимнего орошения: 1) непрерывно всю зиму; 2) с 01 ноября до 01 марта раствор на штабель не подаётся (4 месяца). В летний период орошения штабеля с 15 апреля до 15 октября температура раствора близка к температуре воздуха.

На рисунках 2-6 представлены температурные диаграммы продольного среза штабеля в районе блока переуплотнённых пород на различные даты. Как видно из диаграмм наличие блока переуплотнённых пород оказывает значительное влияние на формирование температурного режима штабеля. Особенно в породах нижнего яруса, находящихся под блоком. На рисунке 6 представлена температурная диаграмма поперечного среза штабеля в районе блока переуплотнённых пород и технологического съезда. Таким образом, представленные расчёты показывают что программный комплекс Frost 3D позволяет детально и очень близко к натурным данным моделировать неоднородность строения, этапы формирования штабеля и режим эксплуатации штабеля.

Computer simulation in the frost 3d software complex of thermal processes in an ore stack at KV gold in cold climate conditions

Kaimonov M.V.

Calculations performed using the Frost 3D software package are presented. Modeling is carried out in detail and very close to the field data: the heterogeneity of the structure, the stages of stack formation and the mode of operation of the stack.

ГРАВИТАЦИОННЫЕ И МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЗАГРЯЗНЕННОГО ПОЧВОГРУНТА

А.С. Алексеев¹, В.В. Трусова^{1,2}

¹ Институт геохимии им. А.П. Виноградова Сибирского отделения РАН (ИГХ СО РАН), г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: jr.alexeev@gmail.com*

² Иркутский национальный исследовательский технический университет (ИРНИТУ), г. Иркутск, Российская Федерация

В работе представлены результаты исследований по изучению возможности применения гравитационного и магнитного методов обогащения для извлечения свинца и железа из загрязненных почвогрунтов с целью снижения класса опасности отходов и вовлечения в оборот извлечённых металлов.

Значительное негативное воздействие на окружающую природную среду оказывает деятельность промышленных предприятий в связи с загрязнением атмосферного воздуха, почвенного слоя, поверхностных и подземных вод и т.п. Также следует отметить, что некоторые производства, прекратившие свою практику, также наносят вред окружающей среде. Зачастую это происходит в следствии несвоевременного решения проблем по ликвидации и рекультивации промышленных площадок по окончании работы данного предприятия.

В Иркутской области к одной из таких территорий можно отнести промышленную площадку бывшего завода по производству аккумуляторов ОАО «Востсибэлемент», г. Свирск (прекратил свою деятельность в 1999 г.), особая угроза от которой заключается в том, что она находится в непосредственной близости к жилой зоне и к р. Ангаре. В настоящее время заброшенная промплощадка представляет собой полуразрушенные цеха, природно-техногенный грунт и отходы не установленного происхождения.

Проведенные ранее сотрудниками ИРНИТУ исследования промышленной площадки выявили значительные превышения нормативных и фоновых значений по металлам (свинец, цинк, медь и др.) и мышьяку в почвогрунтах. Также было установлено, что на отдельных участках промплощадки присутствует настолько загрязненный почвогрунт, что его можно отнести ко II и III классу опасности [1].

В связи с большими концентрациями металлов и мышьяка в почвогрунтах и объемами загрязненных почвогрунтов бывшей промплощадки, начиная с 2022 года авторами ведутся лабораторные исследования по изучению возможности комплексного извлечения химических элементов с использованием гравитационного и магнитного методов обогащения с целью снижения класса опасности почвогрунтов [2].

В данной работе исследования проводились на образцах почвогрунта с содержаниями металлов, массовые доли которых превышали предельно допустимые концентрации, и составили по свинцу 0,8–1,15%, мышьяку 0,021–0,023%, железу 3,3–

3,5%, цинку 0,4–0,5%. К основным задачам данного исследования относится проведение опытов по магнитно-гравитационной схеме для извлечения свинца и железа, как металлов с наиболее значимыми концентрациями, с использованием мокрого и сухого магнитных сепараторов и концентрационного стола. Гравитационные и магнитные методы выбраны исходя из минеральных форм нахождения соединений свинца и железа [2] в загрязненных почвогрунтах. Схема проведения лабораторных исследований приведена на рисунке.

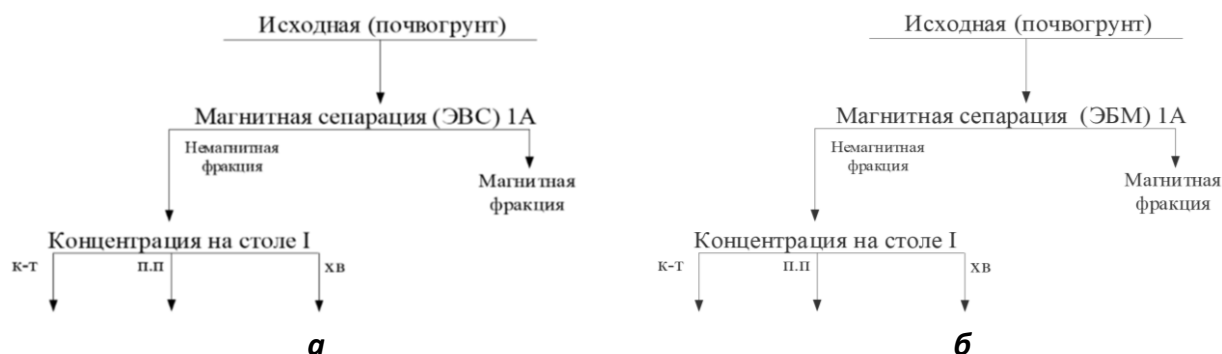


Рисунок. Схема проведения лабораторных исследований с применением сухого (а) и мокрого (б) магнитного сепаратора

В результате проведения опытов по схеме обогащения сухая магнитная сепарация – концентрационный стол (рисунок а) в одну стадию были получены следующие результаты:

- концентрат магнитной сепарации: выход – 45,92%, содержание железа 6,7%, мышьяка – 0,039%, свинца – 0,964%, цинка – 0,614%, извлечение 80,24%, 58,5%, 38,64% и 66,54% соответственно;
- концентрат стола с выходом 1,43% и массовой долей свинца 14,01%, железа 2,67%, мышьяка 0,6%, цинка в 0,14%. Извлечения этих элементов в концентрат составило: 21,45%, 1,66%, 25,22% и 0,36% соответственно.

В результате проведения опытов по второму варианту с применением мокрого магнитного сепаратора (рисунок б) были получены следующие показатели:

- концентрат магнитной сепарации: выход – 0,97%, содержание железа – 97,5%, мышьяка – 0,013%, свинца – 0,34%, цинка – 0,17%, извлечение 35,9%, 0,6%, 0,48%, и 0,36% соответственно;
- концентрат стола с выходом 1,04% и содержаниями свинца 20,84, железа 13,3%, мышьяка 0,95% и цинка 0,17%, извлечением 20,53%, 4,47%, 26,29%, 5% соответственно.

Полученные результаты показывают, что использование мокрого магнитного сепаратора позволило получить концентрат с более лучшими технологическими показателями, чем при использовании сухого магнитного сепаратора. Концентрат мокрой магнитной сепарации по содержанию железа и примесям соответствует требованиям, предъявляемым к железорудным концентратам (СТО 00186826-026-2015

Железорудный концентрат агломерационный). Концентрат гравитационного обогащения с содержанием свинца 20,84% соответствует требованиям, предъявляемым к свинецсодержащим продуктам марки ПСМ (Требования к качеству свинцовых концентратов ОСТ 48-92–75).

Таким образом, использование магнитно-гравитационной схемы извлечения металлов из загрязненных почвогрунтов, позволит снизить уровень загрязнения на рассматриваемой заброшенной промышленной площадке, а также вовлечь в оборот извлечённые компоненты.

Список использованных источников

1. Качор О.Л и др. Комплексный подход к геоэкологической оценке объектов накопленного вреда // Теоретическая и прикладная экология. – 2022. – № 4. – С. 65-71.
 2. Трусова В.В.и др. Первые результаты применения методов обогащения полезных ископаемых для извлечения металлов из техногенно загрязненных почвогрунтов с существенным содержанием органического вещества // Науки о Земле и недропользование. 2023.Т. 46. № 4. С. 432–444.
-

Gravity and magnetic enrichment methods for extracting metals from contaminated soil

Alexeev A.S., Trusova V.V.

The paper presents the results of research into the possibility of using gravitational and magnetic enrichment methods to extract lead and iron from contaminated soils in order to reduce the hazard class of waste and involve extracted metals into circulation.

**ПРИМЕНЕНИЕ ИСКУССТВЕННОГО ИНТЕЛЛЕКТА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ
ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ
В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**

А.В. Артюх, С.Е. Горбачев, А.В. Барабанов, Т.В. Чекушина
Российский университет дружбы народов им. Патриса Лумумбы (РУДН),
Москва, Российская Федерация

До недавнего времени использование технологий, основанных на компьютерном зрении и искусственном интеллекте, было чем-то невероятным. В настоящее время крупнейшие компании осознают необходимость создания собственных экосистем, использующих искусственный интеллект в работе горнодобывающих предприятий, чтобы максимально повысить эффективность на всех этапах технологического процесса. Значительное снижение эксплуатационных расходов, повышение производительности, улучшение качества продукции и сокращение выбросов углекислого газа ставят такие предприятия в более выгодное положение в отрасли, позволяя им уверенно достигать глобальных целей в области устойчивого развития.

В связи с продолжающейся быстрой трансформацией энергопотребления спрос на ценные металлы неуклонно растет. Для внедрения новых технологий и ускорения сокращения выбросов углекислого газа необходимы различные минералы и металлы,

включая золото, медь, никель и кобальт. Тем не менее, их добыча сопряжена со значительными социальными и экологическими затратами, поэтому разрабатываются методы добычи ценных минералов таким образом, чтобы они соответствовали целям глобального устойчивого развития.

Искусственный интеллект (ИИ) обладает потенциалом для ускорения этого процесса. Несмотря на потенциальные негативные последствия добычи полезных ископаемых, крайне важно, чтобы этот энергетический переход был осуществлен быстро и эффективно. Экономические выгоды от этого перехода столь же значительны, как и от добычи полезных ископаемых или добывающей промышленности, которые играют важную роль в экономической устойчивости многих стран.

ИИ может ускорить процесс добычи полезных ископаемых за счет повышения производительности, оптимизации эксплуатационных расходов и максимизации прибыльности, поддерживать безопасность труда, экологический менеджмент и государственный мониторинг.

В горнодобывающей промышленности существует множество устоявшихся применений искусственного интеллекта для разведки, добычи и переработки полезных ископаемых, в том числе:

- геологическое моделирование и геостатистика, управляемая искусственным интеллектом;
- приложения для диспетчеризации и обеспечения безопасности, основанные на процедурах и алгоритмах, управляемых искусственным интеллектом, которые автономно отслеживают условия добычи, анализируют ситуацию и отправляют сигналы и предупреждения, обнаруживают проблемные участки и непрерывно работают даже в опасных ситуациях;
- инструменты с поддержкой ИИ находят применение в переработке полезных ископаемых, где для удаления отходов используются системы сортировки по цвету, передачи рентгеновских лучей или датчики ближнего инфракрасного диапазона;
- искусственный интеллект может сыграть потенциальную роль в мониторинге мест добычи полезных ископаемых и нарушений требований охраны окружающей среды или безопасности работников компаниями или правительством.

Как упоминалось ранее, мировой спрос на минералы и металлы растет, что приводит к общему сокращению ресурсов, запасов и их сортности, что приводит к усложнению структуры минерализации. Кроме того, мощность минерализованных зон уменьшается, а их глубина увеличивается, что приводит к росту затрат и снижению прибыли.

Учитывая эти проблемы, крайне важно изучить методы обеспечения эффективной и надежной добычи полезных ископаемых, несмотря на:

- отсутствие информации о влиянии на исходные и последующие процессы затрудняет определение приоритетов при ручном анализе значительных объемов данных;

- отсутствие интеграции сетей, сбоев в работе, оборудования и других систем управления затрудняет автоматизацию действий;
- высокую зависимость от квалифицированных операторов;
- отсутствие интеграции между системами, которая затрудняет получение целостного представления о состоянии активов, что затрудняет оптимизацию стратегий управления активами.

Анализируя оперативные данные в режиме реального времени, можно определить текущее состояние горных работ, что позволяет автоматически инициировать превентивные меры, значительно снижая потенциальный риск сбоев, которые могут привести к потере производства и соответствующему снижению прибыли.

Используя алгоритмы, управляемые искусственным интеллектом, система Digital Mine работает в соответствии с широко известным процессом, известным как процессный майнинг.

Интеллектуальный анализ процессов - аналитика, которая предоставляет компаниям абсолютно объективное, основанное на данных представление о функционировании их процессов в режиме реального времени.

Ценные данные извлекаются из баз данных, журналов событий и других легкодоступных информационных систем. Разрыв между "как есть" и "как должно быть" в рамках процесса должен быть сведен к минимуму путем выявления и понимания влияния современной бизнес-среды. При этом нужно понимать, что алгоритмы искусственного интеллекта - набор инструкций или правил, которые позволяют машинам обучаться, распознавать и анализировать данные и принимать решения на основе полученных знаний. Эти алгоритмы могут выполнять задачи, которые обычно требуют человеческого интеллекта, такие как обнаружение закономерностей, интерпретация естественного языка, решение проблем и принятие решений.

Наиболее распространенные алгоритмы ИИ включают обработку естественного языка, распознавание изображений, машинное обучение и анализ больших баз данных. Каждый из этих алгоритмов имеет свои собственные методы и подходы к решению задач.

Искусственный интеллект позволяет компьютерным системам учиться на опыте, адаптироваться к новым входным данным и выполнять интеллектуальные задачи. При любом обсуждении алгоритмов ИИ важно также подчеркнуть ценность использования правильных данных, а не их количества, при обучении алгоритмов. Входные данные должны быть точными, полными и актуальными, чтобы модель могла максимально эффективно использовать их для обучения.

Таким образом, внедрение искусственного интеллекта в технологические процессы горной промышленности открывает новые перспективы для повышения их эффективности и устойчивости.

Применение искусственного интеллекта способствует снижению издержек, увеличению производительности и минимизации негативного воздействия на

окружающую среду. Однако для достижения максимального эффекта необходимо не только интегрировать технологии, но и обеспечивать их постоянное развитие и адаптацию под специфические нужды отрасли.

Искусственный интеллект становится ключевым инструментом в достижении конкурентных преимуществ и устойчивого развития горнодобывающей отрасли.

Список использованных источников

1. Rylnikova M. et.al. Intelligent Mining Engineering Systems in the Structure of Industry 4.0. E3S Web of Conferences. 2017;21:01032.
 2. Батаев А.В. и др. Резервы повышения операционной эффективности горнодобывающих компаний: ремонты оборудования //Горная промышленность. 2013;(5):47–49.
 3. Трубецкой К.Н. и др. Научно-технические вопросы изменения организации управления открытыми горными работами с применением роботизированной карьерной техники //Горная промышленность. 2017;(5):27–30.
-

Application of artificial intelligence to improve the efficiency of technological processes in mining

Artyukh A.V., Gorbachev S.E., Varabanov A.G., Chekushina T.V.

Until recently, the use of technologies based on computer vision and artificial intelligence was unimaginable. Major companies are now realizing the need to build their own ecosystems that use artificial intelligence in mining operations to maximize efficiency at all stages of the process. Significantly reducing operating costs, increasing productivity, improving product quality and reducing carbon dioxide emissions put these businesses in a better position in the industry, allowing them to confidently achieve global sustainability goals.

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ НА КИНЕТИКУ ПРОЦЕССА ЩЕЛОЧНОЙ ОБРАБОТКИ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА БОРНОЙ КИСЛОТЫ*

**С.Б. Ярусова^{1,2}, П.С. Гордиенко¹, С.Б. Буланова¹, А.П. Супонина¹, И.Г. Жевтун¹,
И.Ю. Буравлев², А.Н. Драньков², С.Н. Данилова³**

¹Институт химии Дальневосточного отделения РАН (ИХ ДВО РАН),
г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: yarusova_10@mail.ru

²Дальневосточный федеральный университет (ДФУ), г. Владивосток, Российская Федерация

³Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова (СВФУ), г. Якутск,
Российская Федерация

В работе проанализированы кинетические и термодинамические параметры низкотемпературного безавтоклавного синтеза силикатов кальция из борогипса в щелочной среде в интервале температур 20–70°C.

* Характеристика полученных материалов проводилась в рамках проекта №FZNS-2024-0014 «Структурно-фазовые исследования при синтезе новых функциональных материалов с применением рентгеновской дифракции на источнике синхротронного излучения». Экспериментальные работы по синтезу выполнены в рамках государственного задания Института химии ДВО РАН (FWFN(0205)-2022-0002, тема 2, раздел 3).

Силикаты $n\text{CaO}\cdot m\text{SiO}_2$ и гидросиликаты $n\text{CaO}\cdot m\text{SiO}_2\cdot p\text{H}_2\text{O}$ кальция и материалы на их основе имеют хороший потенциал применения в строительной отрасли, при производстве бумаги, красок, покрытий, керамики различного назначения, резины, полимерных композитов, сорбентов для очистки вод [1–4]. Интересным аспектом этой проблемы является поиск оптимальных путей получения силикатов кальция из доступного природного и техногенного сырья. В ряде работ исследован процесс получения гидросиликатов кальция и волластонита CaSiO_3 , где в качестве исходного кальцийсодержащего компонента используются гипсовые техногенные отходы, в том числе отходы производства борной кислоты (борогипс) [1, 5, 6].

Авторами данной работы проведены исследования, связанные с использованием борогипса в качестве сырья для получения гидросиликатов кальция, волластонита, калийных удобрений. Был исследован процесс щелочной обработки борогипса при обычном перемешивании (20 и 95°C), в условиях ультразвукового воздействия (20°C), микроволнового воздействия (95°C), автоклавной обработки (120–220°C) [6]. В указанных исследованиях учитывались преимущественно временные параметры. Низкотемпературный процесс при обычных условиях и в условиях ультразвуковой обработки рассматривался при температуре 20°C во временном интервале от 10 мин до 96 ч; влияние температуры не исследовано.

С точки зрения снижения энергетических затрат представляет интерес детальное изучение процесса синтеза силикатов кальция из гипсового техногенного сырья, в том числе, из борогипса, в интервале температур до 90°C, который относят к низкотемпературным безавтоклавным процессам. Временные параметры данного процесса важны для последующей отработки оптимальных параметров промышленной технологии.

Целью данного исследования является анализ кинетических и термодинамических параметров низкотемпературного безавтоклавного синтеза силикатов кальция из борогипса в интервале температур 20–70°C.

Навески борогипса (с содержанием основных компонентов, масс. %: SiO_2 – 32.2%; CaO – 28.4; SO_3 – 31.3%; Fe_2O_3 – 2.7%) смешивали с раствором гидроксида калия квалификации «ч.д.а» в стехиометрическом соотношении. Синтез проводили при температурах 20, 30, 40, 50, 60 и 70°C с использованием магнитной мешалки ИКАС-MAGHS7, снабженной электронным контактным термометром ИКАЕТS-D5, в пластиковых сосудах, в течение следующих временных интервалов: 5 мин, 30 мин, 1 ч, 2 ч, 3 ч, 5 ч. После окончания заданного временного интервала осадки отделяли от раствора фильтрованием, промывали дистиллированной водой и сушили при температуре 85–90°C в течение нескольких часов. Скорость реакции контролировали по остаточной концентрации гидроксида калия в растворе. Установлено, что повышение температуры реакционной смеси позволяет увеличить степень прохождения реакции до 85.4% (при 70°C). Полученные в интервале температур 293–343 К данные были использованы для расчета изменения свободной энергии Гиббса (ΔG), изменения энтальпии (ΔH°) и изменения энтропии (ΔS°).

Термодинамические параметры обобщены в таблице. Отрицательные значения ΔG° , приведенные в таблице, указывают на то, что более высокие температуры благоприятны взаимодействия борогипса с гидроксидом калия.

Таблица - Термодинамические параметры реакции борогипса с гидроксидом калия при различных температурах

ΔH° , кДж/моль	ΔS° , Дж/моль·К	ΔG° , кДж/моль					
		293 К	303 К	313 К	323 К	333 К	343 К
-19.5	70.8	-40.2	-40.9	-41.7	-42.4	-43.1	-43.8

С использованием топохимического уравнения Колмогорова-Ерофеева определены константы, характеризующие скорость реакций, протекающих в исследуемой системе. О диффузионном характере исследуемого процесса свидетельствуют порядок реакции < 1 и энергия активации, рассчитанная по экспериментальным данным ($8.3 \text{ кДж}\cdot\text{моль}^{-1}$).

Представляет дальнейший научно-практический интерес поиск областей эффективного применения получаемых в указанных условиях материалов на основе силикатов кальция в качестве наполнителей композиционных материалов, сорбентов, исходного сырья для керамических матриц и др. Полученные данные могут учитываться и при исследовании многокомпонентных систем на основе гипсового техногенного сырья подобного состава при получении силикатов кальция, при оптимизации технологических режимов получения данных соединений.

Список использованных источников

1. Гладун В.Д. и др. Синтетические силикаты кальция. М.: ИРИСБУК, 2011. 232 с.
2. Папынов Е.К., Трухин И.С. и др. Сорбция фосфатов на макропористых синтетических силикатах кальция // Доклады Академии наук. 2017. Т.473, № 5. С. 572–576.
3. Солоненко А.П., Блесман А.И. и др. Синтез композитов на основе фосфатов и силикатов кальция // Журнал неорганической химии. 2018. Т. 63. № 8. С. 953–960.
4. Luo Q., Xiang Y.[et al.] Molecular simulation of calcium-silicate-hydrate and its applications: A comprehensive review // Construction and Building Materials. 2023. Vol. 409. 134137.
5. Zemni S., Hajji M. [et al.] Study of phosphogypsum transformation into calcium silicate and sodium sulfate and their physicochemical characterization // Journal of Cleaner Production. 2018. Vol. 198. P. 874–881.
6. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б. и др. Исследование кинетики процесса щелочной обработки отходов борного производства при различных условиях // Журнал физической химии. 2021. Т. 95. № 1. С. 23–27.

Effect of temperature on the kinetics of alkaline treatment of boric acid production wastes

**Yarusova S.B., Gordienko P.S., Bulanova S.B., Suponina A.P., Zhevtun I.G.,
Buravlev I.Yu., Drankov A.N., Danilova S.N.**

In the study kinetic and thermodynamic parameters of low-temperature non-autoclave synthesis of calcium silicates from borogypsum in alkali media in the temperature range of 20–70°C were analyzed.

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ	3
<i>Тананаев И.Г., Кривовичев С.В.</i> Роль и место ФИЦ Кольский научный центр РАН в освоении минерально-сырьевой базы Кольского полуострова	3
<i>Маслобоев В.А.</i> Развитие производств редких и редкоземельных металлов в России на основе минерального сырья Кольского полуострова	7
<i>Чантурия В.А., Миненко В.Г., Рязанцева М.В., Самусев А.Л.</i> Инновационные процессы извлечения и разделения редких и редкоземельных элементов при комплексной и глубокой переработке эвдиалитового концентрата	11
<i>Жуланов О.Н., Макаров Д.В.</i> Развитие минерально-сырьевой базы РЗЭ и охрана природы на ООО «Ловозерский ГОК»: опыт сотрудничества производства и науки	21
<i>Зелинская Е.В., Орехова Н.Н., Шадрунова И.В.</i> Глубокая переработка техногенного гидроминерального редкометаллического сырья на основе инновационных решений	24
<i>Александрова Т.Н., Чэньлун Дуань, Афанасова А.В.</i> Углеродистое сырье как источник высокотехнологичных материалов и металлов	31
<i>Исмагилов Р.И., Пристанский К.А., Голенков Д.Н., Чантурия А.В.</i> Стратегия и механизмы реализации инновационных технологий в компании МЕТАЛЛОИНВЕСТ	36
<i>Курков А.В., Ануфриева С.И., Соколова В.Н.</i> Современный комплекс технологий – основа для освоения отечественной минерально-сырьевой базы марганца	42
<i>Ожогина Е.Г., Котова О.Б.</i> Достижения, проблемы и перспективы технологической минералогии руд стратегических металлов	52
<i>Матвеева Т.Н.</i> Научные основы выбора перспективных реагентов и их воздействия на минералы цветных и благородных металлов при флотации комплексных руд	56
<i>Митрофанова Г.В.</i> Развитие флотационных методов при обогащении горнохимического и редкометалльного сырья и руд цветных металлов Кольского полуострова	61
СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	66
<i>Дмитрак Ю.В.</i> Современные тенденции научного обоснования моделирования процессов разрушения горных пород при тонком и сверхтонком измельчении минерального сырья	66
<i>Бунин И.Ж.</i> Низкотемпературная атмосферная плазма в процессах комплексной переработки руд цветных и черных металлов	72
<i>Николаев А.И., Герасимова Л.Г., Артеменков А.Г., Лодыгина П.А., Мудрук Н.В., Вошкин А.А., Тренин А.Д.</i> Перовскитовый концентрат Африканского месторождения: проблемы и перспективы переработки	76
<i>Дорошенко Е.М., Рассказова А.В.</i> Перспективные направления повышения качества комплексных оловянных концентратов	79

<i>Антропова И.Г., Будаева А.Д., Гуляшинов П.А., Хомоксонова Д.П.</i> Развитие технологии глубокой переработки сырьевых отходов для получения солей калия	82
<i>Игнаткина В.А., Ергешев А.Р., Каюмов А.А., Ергешева Н.Д., Шапкина М.А.</i> Углеродистое вещество – основные проблемы и реагентные режимы флотации	84
<i>Фомин А.В., Алексеева С.А., Черноусенко Е.В., Митрофанова Г.В.</i> Расширение ресурсной базы для алюминиевой промышленности за счет переработки нефелинсодержащих хвостов обогащения предприятий Кольского полуострова	87
<i>Чантурия В.А., Морозов В.В., Двойченкова Г.В.</i> Создание нового класса люминофорсодержащих реагентов-модификаторов, обеспечивающих извлечение слабо и аномально люминесцирующих алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации	89
<i>Зиятдинов С.В., Ефремова Т.А., Овчинникова Т.Ю., Мамонов С.В.</i> Влияние предварительного обогащения радиометрическим методом на прочностные характеристики сырья	94
<i>Иванов А.В., Макалин И.А.</i> Современные направления решения проблемы извлечения аномально люминесцирующих алмазов	98
<i>Бутакова М.Д., Ульрих Д.В.</i> Анализ отходов горной промышленности Уральского региона и пути их утилизации	102
<i>Горячев А.А., Одинцова Е.А., Светлов А.В.</i> Разработка адаптированной под климатические условия арктической зоны РФ технологии переработки лежалых хвостов обогащения	106
<i>Цукерман В.А., Горячевская Е.С.</i> Экономическая оценка реализации инновационного потенциала горно-обогатительных предприятий Арктической зоны Российской Федерации	109
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА, ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	113
<i>Черкасова М.В., Мезенин А.О., Антонова В.С.</i> Технологические возможности НПК "Механообр-техника" в области обогащения полезных ископаемых методами магнитной, электромагнитной и электростатической сепарации	113
<i>Щипцов В.В., Ковалевский В.В.</i> Сравнительное исследование графитов месторождений Завальевское (Украина) и Ихальское (Республика Карелия, Россия)	115
<i>Астахова Ю.М., Жукова В.Е., Ожогина Е.Г., Рассулов В.А., Сычева Н.А., Шувалова Ю.Н., Якушина О.А.</i> Методические особенности минералогического изучения редкометалльных пегматитов при технологических испытаниях	119
<i>Шехирев Д.В., Чантурия Е.Л., Рахимов Х.К.</i> Гранулометрический состав и обесшламливание рядового магнетитового концентрата	122
<i>Карпушикина В.И., Чикишева Т.А., Комарова А.Г.</i> Минералого-технологическая оценка руды золото-сульфидного типа	128

<i>Литвинова Н.М., Лаврик Н.А., Конарева Т.Г., Богомяков Р.В., Степанова В.Ф.</i> К вопросу форм нахождения благородных металлов в техногенных месторождениях	132
<i>Понарядов А.В., Котова О.Б.</i> Моделирование качества муллита	136
<i>Поспелова Ю.П., Митрофанова Г.В.</i> Оценка обогатимости тонкозернистых лежалых хвостов переработки магнетит-апатитовой руды Ковдорского месторождения	138
<i>Смолякова К.Р., Зиганин Р.Г., Тарасенко Н.М.</i> Обогащение магнезиальных порошков методом сепарации в электростатическом поле высокого напряжения	141
<i>Чернявский А.В.</i> Количественный анализ минеральных фракций в искусственных препаратах с использованием приложения ISA	145
<i>Чикишева Т.А., Комарова А.Г., Турецкая Н.Ю., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С.</i> Оценка качества угольного концентрата, полученного из отходов флотации ОФ «Краснобродская-Коксовая»	148
<i>Евстигнеева Д.М.</i> Оценка возможности получения нефелинового концентрата из гипергенно-измененных руд	151
<i>Баева А.П., Митрофанова Г.В.</i> Особенности минерального состава апатит-нефелиновых руд, оказывающие влияние на состав оборотных вод	153
<i>Козин В.З., Комлев А.С.</i> Условия теоретической совместимости дискретного и непрерывного отбора проб	155
<i>Волков Д.О., Шибаева Д.Н.</i> Исследование флуоресценции фторапатита как основы диагностики в породах и рудах хибинского массива	160
<i>Воронин Р.П., Шибаева Д.Н., Волков Д.О., Булатов В.В., Асанович Д.А.</i> Программно-аппаратный комплекс для создания базы данных HSV-характеристик главных минералов хибинского массива: цели, задачи, первые данные	164
<i>Жабоедов А.П., Непомнящих А.И., Жерлицын А.А.</i> Измельчение мономинерального кварцевого сырья механическим, электрогидравлическим и электроразрядным методами	166
<i>Овчинникова Т.Ю., Цытин Е.Ф., Ефремова Т.А.</i> Рентгенофлуоресцентная сепарация как метод предварительной концентрации многокомпонентных руд	168
<i>Красавцева Е.А., Максимова В.В., Икконен П.В., Семушин В.В., Макаров Д.В., Алфертьев Н.Л., Шиляев И.И., Лазарева Н.М.</i> Инженерно-геологические характеристики хвостов обогащения обогатительной фабрики "Умбозеро", Мурманская область	171
<i>Соколов И.В., Морозов В.В.</i> Опыт использованием анализатора ВАЗМ-1М в системах контроля и управления мельницами	173
<i>Цытин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Зиятдинов С.В.</i> Приоритеты применения рентгеновских методов для предварительного обогащения минерального сырья	177
<i>Абурова В.А., Люблянова В.А.</i> Исследование возможности применения СВЧ	181

воздействия при переработке углеродсодержащего сырья	
<i>Лукьянов К.В., Лавриненко А.А.</i> Оценка эффективности применения пневматических и пневмомеханических флотационных машин на примере переработки медно-золотых руд	183
<i>Бервено А.В., Санников Д.О., Марухин М.П., Шориков А.П., Бразюлис Л.А., Ананьев П.П.</i> Результаты использования магнитно-импульсной обработки руды Кольской ГМК для повышения извлечения никеля	186
<i>Левшин А.В., Андрийчук В.П., Чуваева С.С.</i> Исследования по подбору оптимального режима работы 8-дечных грохотов тонкого грохочения Derrick Super Stack™ при переработке магнетитового концентрата	189
<i>Подкаменный Ю.А., Двойченкова Г.П.</i> Экспериментальная апробация нового класса имитаторов алмазов на основе встроенного микропроцессора	193
ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ	198
<i>Кондратьев С.А.</i> Выбор собирателей с целью получения синергетического эффекта в усилении функции физически сорбируемого собирателя	198
<i>Морозов В.В., Чантурия Е.Л., Двойченкова Г.П., Подкаменный Ю.А.</i> Выбор состава и режима применения люминофорсодержащих реагентов для модификации спектральных характеристик слабо и аномально люминесцирующих алмазов	200
<i>Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.</i> Апробация поливинилапролактама модифицированного морфолиндитиокарбаматом при флотации золотосодержащих минералов	207
<i>Каркешкина А.Ю., Гетман В.В.</i> Апробация аналитического реагента дитиопирилметана при флотационном обогащении лежалых хвостов медно-молибденовых руд	209
<i>Федотов К.В., Кононенко Р.В., Попов М.А.</i> Применение методов регрессионного анализа для прогнозирования качества концентрата процесса флотации железосодержащей руды.	213
<i>Бунин И.Ж., Рязанцева М.В.</i> Об использовании низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда с целью регулирования флотуемости природных сульфидов меди и цинка	215
<i>Кузнецова Т.Н., Лавриненко А.А., Гольберг Г.Ю., Лусинян О.Г.</i> Действие композиции депрессоров породы при коллективной флотации Cu-Ni руды	218
<i>Кузнецов В.В., Прохорова Е.О.</i> Комплексный подход к исследованию поверхностных явлений при флотации углей	221
<i>Соложенкин П.М.</i> Исследование суммы катионов металлов в процессе закрепления их на поверхности минералов при флотации сульфидов сурьмы	224
<i>Никитина Ю.Н., Двойченкова Г.П., Тимофеев А.С.</i> Результаты стендовой апробации экспериментальной двухстадийной схемы мокрой магнитной сепарации в технологии ТСС на ОФ №15 Мирнинско-Нюрбинского ГОКа	227

- Тимофеев А.С., Бунин И.Ж., Двойченкова Г.П.** Экспериментальная оценка эффективности применения метода электрогидравлической обработки для отмывки ферросилиция от продуктов обогащения тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья 231
- Николаева Н.В., Лян Дун, Ромашев А.О.** Применение высокоградиентной магнитной сепарации для извлечения стратегических металлов из углеродсодержащего минерального сырья различного состава 234
- Титков С.Н., Конобеевских А.В., Афонина Е.И., Алиферова С.Н., Телешев Д.К.** Совершенствование реагентных режимов флотационного обогащения калийных руд 237
- Базарова Е.А., Митрофанова Г.В.** Флотационные и комплексообразующие свойства бифункциональных азотсодержащих реагентов-собирателей 240
- Афанасова А.В., Лушина Е.А.** Обоснование выбора параметров эмульсий аполярных собирателей с учетом поверхностного натяжения 243
- Масленников В.С., Опалев А.С.** Об управлении качеством концентрата магнитно-гравитационного сепаратора 247
- Коваленко Е.Г., Бабушкина А.Д., Чуть-Ды В.А.** Повышение эффективности пенной сепарации алмазосодержащего материала на основе применения модифицированных реагентов и физико-химических методов кондиционирования водно-дисперсных систем 250
- Поперечникова О.Ю., Крылов А.И., Иванова А.Ю., Бала Б.В., Юрлова Н.А.** Разработка методик измерения аминсодержащих флотореагентов для производственно-экологического контроля и мониторинга 254
- Пье Чжо, Чжо Зай Яа, Горячев Б.Е.** Влияние металлосодержащих модификаторов, дозируемых в коллективном цикле флотации медно-цинковых колчеданных руд на коллективную флотацию и селекцию медно-цинковых концентратов 259
- Пеньков П.М., Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А.** Центробежная сепарация с воздушной турбулизацией пристеночного слоя 263
- Остапенко С.П., Опалев А.С.** Исследование структурно-механических свойств суспензии тонкодисперсных частиц магнетита 266
- Кожневников Г.А., Курьянов М.В.** Обоснование эффективных режимов флотации для повышения качества эвдиалитового концентрата 268
- Чинова Н.Б., Синьков И.С., Мамонов С.В.** Гравитационные методы извлечения драгоценных металлов в схеме переработки медно-цинковой руды уральского типа 271
- Чуть-Ды В.А., Бабушкина А.Л., Артамонов А.В., Селляхова Т.А.** Экспериментальная оценка эффективности реагентов-собирателей и флокулянтов в процессе пенной сепарации алмазосодержащего сырья и осветления оборотной воды в условиях замкнутого водооборота 275
- Чернышев А.В., Пойлов В.З.** Повышение активности действия собирателей глинисто-солевого шлама сильвинитовых руд методом ультразвуковой обработки 280

<i>Цицилина Д.М.</i> Влияние осадков оксигидрильного собирателя на флотационное извлечение кальцийсодержащих руд	283
<i>Хтет Зо У, Чжо Зай Яа, Горячев Б.Е.</i> Разработка оптимального селективного реагентного режима флотации медно-цинковой колчеданной руды на основе композиций металлосодержащих модификаторов с сернистым натрием	285
<i>Уразова Ю.В., Тиунов М.Ю., Федотов Е.Н., Чикин А.Ю.</i> Изучение механизма взаимодействия собирателя с поверхностью вольфрамовых минералов	290
<i>Федотов Е.Н., Уразова Ю.В., Тиунов М.Ю., Бурдонов А.Е.</i> Применение тяжелосредной сепарации при обогащении сподуменовых руд	292
<i>Мамонов Р.С., Упорова И.В.</i> Совершенствование процесса флотации на основе дополнительной аэрации пульпы мелкодисперсными пузырьками	294
<i>Каменева Ю.С., Черноусенко Е.В.</i> Изучение закономерностей флотации узких классов крупности тонковкрапленной медно-никелевой руды с использованием комплексообразующих реагентов из класса производных карбоновых кислот	297
<i>Лесникова Л.С., Дациев М.С., Сисина А.Н., Величко В.В., Лихачева Т.А.</i> Исследование флотационных и магнитных свойств разновидностей малоникелистого пирротина	300
<i>Гурман М.А.</i> Исследования магнитной сепарации Au-Cu-порфировой руды	303
<i>Гаврилова Т.Г.</i> Роль физической формы сорбции в активации сульфидной флотации	305
<i>Башелханова А.И., Турецкая Н.Ю.</i> Гравитационное обогащение тонкоизмельченной сульфидной золотосодержащей руды с применением шламовых винтовых сепараторов	309
<i>Бураков И.А., Бураков А.Ю., Никитина И.С., Горбунов А.И., Аунг К.М.</i> Применение тяжёлых однофазных сред природного и техногенного происхождения в процессах обогащения энергетических углей	312
<i>Петрова С.А., Головизина А.А., Ширкин А.А., Данилова С.П.</i> Испытания вязкостных присадок жировой мази различного состава в схемах липкостной сепарации алмазосодержащего сырья	315
<i>Прохоров К.В.</i> Интенсификация процесса флотации сульфидных руд	319
<i>Арабаджи Я.Н.</i> Поиск эффективных методов и механизмов повышения качества сульфидных концентратов	322
<i>Упорова И.В.</i> Интенсификация процессов вторичной концентрации минералов во флотационной пене	325
<i>Шибяева Д.Н., Асанович Д.А., Малодушев К.А., Шамиура Д.А.</i> Разработка программного комплекса для систематизации и анализа результатов исследований обогатимости железных руд	329
<i>Мудрук Н.В., Маслова М.В., Евстропова П.Е.</i> Полифазный фосфатный сорбент из отходов производства Кольского полуострова: синтез и свойства	332

<i>Шакаров Т.И., Рахманов И.Ю., Сюзева С.Н.</i> Изучение влияния физико-химических свойств забалансовых медных руд месторождения «Кальмакыр» на обогатимость	334
<i>Алексеев А.С., Гребенюкова О.В., Коблов А.Ю.</i> Получение кондиционных оловянных концентратов из олово-вольфрамовой коренной пробы руды	339
<i>Тюкин А.П., Юшина Т.И.</i> Усовершенствованная детерминированная физико-математическая модель газодинамической сепарации зернистых материалов	343
КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ	347
<i>Чантурия В.А., Кожевников Г.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.</i> Научное и экспериментальное обоснование эффективных режимов выщелачивания эвдиалитового концентрата	347
<i>Морозов Ю.П., Вальцева А.И., Битимбаев М.Ж., Шварук А.В.</i> Разработка опытно-промышленной установки для гидро- и электрохлоринации	353
<i>Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Достовалов Д.В., Опра Д.П., Суховой В.В., Андросов Д.В.</i> Морфология, дисперсность и белизна диоксида титана, полученного по гидрофторидной технологии	358
<i>Самусев А.Л., Миненко В.Г.</i> Разработка оптимальных параметров комбинированных электрохимических и ультразвуковых воздействий при выщелачивании золотосодержащих концентратов	361
<i>Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Сыса П.А., Лусинян О.Г.</i> Комплексная переработка золы сжигания углей	364
<i>Подрезова Н.А., Бывальцев А.В., Винокурова М.А.</i> Разработка технологии обогащения упорных руд	367
<i>Климов К.К., Жукова О.И., Ключников А.М., Мусаев В.В., Шакиров Д.А.</i> Переработка золотосодержащего сырья двойной упорности тиосульфатными растворами	370
<i>Якубов М.М., Суннатов Ж.Б., Ёкубов О.М., Максудходжаева М.С.</i> Переработка упорных руд золота пирометаллургическим способом с вовлечением золотосодержащего техногенного сырья	373
<i>Лаврик А.В., Конарева Т.Г.</i> Результаты извлечения субмикронного золота из углеродистых метасоматитов по диоритам месторождения Делькен различными методами	377
<i>Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.</i> Экспериментальное исследование процессов органомодификации сапонитов для получения эффективных сорбентов благородных металлов	380
<i>Батуева Т.Д., Горбунова М.Н.</i> Новые полимерные сорбенты редкоземельных металлов	384
<i>Лавриненко А.А., Сыса П.А.</i> Обогащение слабомагнитных шламов с применением магнитного гидроциклона	388
<i>Мазухина С.И., Дрогобужская С.В., Максимова В.В., Красавцева Е.А.</i> Термодинамические закономерности азотнокислотного выщелачивания техногенных отходов с высоким содержанием силикатов	391

<i>Мусаев В.В., Жукова О.И., Климов К.К., Меньщиков В.А.</i> Извлечение ванадия из титаномагнетитового сырья	394
<i>Алгебраистова Н.К., Ананенко Е.С., Прокопьев И.В., Гуревич Ю.Л., Термова М.И.</i> Использование микробиологических приёмов для деградации флотационных реагентов с поверхности минералов	396
<i>Маковская О.Ю., Икромов Д.И., Файзуллоев Н.С.</i> Выщелачивание окисленных никелевых руд растворами лимонной кислоты	400
<i>Ахантьева А.М., Елькин И.Б., Наумов С.В., Рябушкин М.И.</i> Формирование компактных изделий никеля при комплексной переработке медно-никелевых руд	403
<i>Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М.</i> Альтернативный метод кучного выщелачивания золотоурановых руд	407
<i>Булаев А.Г., Артыкова А.В., Дюбарь А.М., Елкина Ю.А., Колосов А.В., Меламуд В.С., Нечаева А.В., Марданов А.В.</i> Биоокисление упорного золотосодержащего концентрата в неблагоприятных условиях	410
<i>Зелинская Е.В., Барахтенко В.В.</i> Переработка многокомпонентных подземных рассолов нефтегазоносного бассейна Иркутской области	414
<i>Гуляшинов П.А., Дашиев И.П., Антропова И.Г.</i> Совершенствование процесса сульфидизирующего обжига труднообогатимой свинцово-цинковой руды	418
<i>Богудлова А.И., Войлошников Г.И.</i> Перечистка углистого концентрата при переработке сорбционно-активных золотосодержащих руд	420
<i>Соколов А.Ю., Касиков А.Г.</i> Переработка сульфидных медных концентратов посредством сульфатизирующего обжига	421
<i>Тимощук О.А., Касиков А.Г.</i> Выделение SiO ₂ из металлургических шлаков	424
<i>Касиков А.Г., Дворникова А.М., Щелокова Е.А.</i> Очистка и регенерация минеральных кислот экстракцией с применением высокомолекулярных алифатических спиртов	428
<i>Высотина А.Е., Проскуракова И.А., Максименко В.В.</i> Повышение извлечения золота при сорбционном выщелачивании с помощью поверхностно-активных веществ	431
<i>Сметанников А.Ф.</i> Связь благородных металлов с органическим веществом соляных пород и углеродистых сланцев	434
ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ	440
<i>Шадрунова И.В., Горлова О.Е., Колодежная Е.В.</i> Повышение эффективности переработки и монетизации горнопромышленных отходов как фактор устойчивого развития горно-металлургических компаний и снижения экологических рисков	440
<i>Остапенко С.П., Месяц С.П.</i> Изучение динамики восстановления природных экосистем, нарушенных при освоении георесурсов, по данным спутниковых наблюдений	445

- Самодолов А.П., Ульрих Д.В., Лонзингер Т.М.** Анализ влияния хозяйственной деятельности горнодобывающих предприятий на состояние окружающей среды северного Урала 447
- Амосов П.В., Бакланов А.А., Калабин Г.В., Макаров Д.В.** Оценка эффективности барьеров на пылящей поверхности хранения хвостов обогащения 450
- Шуმიлова Л.В., Юргенсон Г.А.** К технологии извлечения индия и скандия из руд и отвальных хвостов Шерловогорского месторождения в Забайкалье 453
- Фадеева Н.В., Орехова Н.Н.** Комбинирование процессов обогащения для получения чешуйчатого графита из техногенных углеродсодержащих пылей 458
- Размахнин К.К., Шуმიлова Л.В.** Изучение возможности извлечения редкоземельных элементов из золошлаковых отходов Приаргунской ТЭЦ 462
- Касиков А.Г., Тимощук О.А., Тарасенко Н.М.** Извлечение цинка из промежуточных продуктов и отходов никелевого производства АО «Кольской ГМК» 465
- Касиков А.Г., Дьякова Л.В., Тимощук О.А., Чеканова Л.Г., Ваулина В.Н.** Жидкостная экстракция никеля из железосодержащих техногенных растворов 469
- Арешина Н.С., Касиков А.Г.** Извлечение теллура при комплексной переработке обжиговой пыли никелевого производства 472
- Колодежная Е.В., Шадрюнова И.В., Горлова О.Е., Гаркави М.С.** Разработка инновационных решений обогащения низкосортного плавикошпатового сырья с целью повышения эколого-экономических показателей его переработки 474
- Масанов А.Ю., Тюрин А.М., Миненко В.Г., Тимофеев А.С.** Экспериментальная оценка эффективности криогенного метода осветления сапонитсодержащей оборотной воды действующего хвостохранилища ОФ АО «Севералмаз» 478
- Пестряк И.В., Морозов В.В., Нургалеев В.А.** Совершенствование технологии гидроксидо-карбонатного кондиционирования оборотных вод 482
- Киенко Л.А., Воронова О.В.** Разработка эффективной технологии вторичной переработки отходов обогащения флюоритовых руд Приморья 485
- Расказова А.В.** Доизвлечение ценных компонентов из хвостов свинцово-цинковой флотации 489
- Ветюгов Д.А., Матвеева Т.Н.** Применение бентополимерной композиции для улучшения металлургических свойств железорудных окатышей 491
- Суворова О.В., Манакова Н.К.** Использование апатит-нефелиновых отходов для синтеза неорганических пеноматериалов 495
- Калинкин А.М., Калинкина Е.В., Кругляк Е.А., Иванова А.Г., Семушин В.В.** Геополимеры на основе смесей золы уноса и отходов горнопромышленного комплекса Мурманской области 498
- Калинкина Е.В., Фоменко Е.В., Акимочкина Г.В., Юмашев В.В., Кругляк Е.А., Иванова А.Г., Калинкин А.М.** Синтез геополимеров с применением смеси кислой и высококальциевой зол сжигания угля 502

- Воронова О.В., Киенко Л.А.** Повышение качественных показателей при обогащении техногенного сырья с применением ультразвуковой обработки пульпы 505
- Белогурова О.А., Саварина М.А., Шарай Т.В.** Неформованный материал из отхода обогатительного производства Ковдорского ГОКа на комбинированном связующем 508
- Белогурова Т.П.** Эколого-технические аспекты использования вскрышных пород и нанодисперсных добавок из побочных продуктов рудного сырья в бетонах 512
- Ксенофонтов Б.С., Якушкин В.П.** Использование избыточного активного ила как биофлокулянта 515
- Артемьев А.В., Митрофанова Г.В.** Оценка влияния ионного состава флотационной пульпы на поверхность минералов фосфорсодержащих руд с целью совершенствования технологий водоподготовки 519
- Перфильев А.В., Цыбульская О.Н., Ксеник Т.В., Юдаков А.А., Павлов В.Ф.** Применение продуктов переработки рудного сырья для очистки водных сред от нефти и нефтепродуктов 522
- Непомнящих М.П., Войлошников Г.И., Петров С.В., Ольберг Е.П., Дмитриев Б.А.** Влияние физико-химических параметров отходов золотодобывающей промышленности на класс опасности для окружающей среды 526
- Ольберг Е.П., Петров С.В., Чикин А.Ю., Непомнящих М.П., Дмитриев Б.А., Веприков А.В.** Озон - экологичный окислитель в технологии обезвреживания хвостов цианирования золотодобывающей промышленности 529
- Гринько С.Д., Файберг А.А., Епифоров А.В.** Исследования по регенерации цианида в оборотных медноцианистых растворах 531
- Холикулов Д.Б., Болтаев О.Н., Ниязметов Б.Э.** Переработка технологических растворов медного производства с целью извлечения ценных металлов 535
- Ярусова С.Б., Авраменко А.С., Панасенко А.Е., Пушкарь В.С., Черепанова М.В., Гордиенко П.С.** Кинетические и диффузионные параметры сорбции метиленового синего диатомитом Пионерского месторождения 539
- Воробьев К.А.** Изучение выбросов углекислого газа при термическом сжигании ТКО на модельной установке 542
- Каймонов М.В.** Компьютерное моделирование в программном комплексе Frost 3D тепловых процессов в рудном штабеле при КВ золота в условиях холодного климата 546
- Алексеев А.С., Трусова В.В.** Гравитационные и магнитные методы обогащения для извлечения металлов из загрязненного почвогрунта 548
- Артюх А.В., Горбачев С.Е., Барабанов А.В., Чекушина Т.В.** Применение искусственного интеллекта для повышения эффективности технологических процессов в горной промышленности 550
- Ярусова С.Б., Гордиенко П.С., Буланова С.Б., Супонина А.П., Жевтун И.Г., Буравлев И.Ю., Драньков А.Н., Данилова С.Н.** Влияние температуры на кинетику процесса щелочной обработки отходов производства борной кислоты 553

Научное издание

**ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
РЕДКОМЕТАЛЛИЧЕСКОГО И ГОРНОХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ
И КОМПЛЕКСНЫХ РУД ЦВЕТНЫХ И ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ**

(Плаксинские чтения – 2024)

г. Апатиты, 23–27 сентября 2024 г

Материалы международной конференции

Издание подготовлено в авторской редакции

Компьютерная верстка и подготовка оригинал-макета

Т.В. Чекушина, М.Ю. Асмоловская

Технический редактор В. Ю. Жиганов

Подписано в печать 06.09.2024. Формат бумаги 60 × 84/16.

Усл. печ. л. 32,84. Заказ № 38. Тираж 300 экз.

Федеральный исследовательский центр «Кольский научный центр РАН».

184209, Апатиты, Мурманская область, ул. Ферсмана, 14.

