



**ПЛАКСИНСКИЕ  
ЧТЕНИЯ**

**2013**

**«ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ  
КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ  
ПЕРЕРАБОТКИ  
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»**

*Материалы Международного совещания*

ТОМСК, 2013

УДК 622.7  
ББК 33.4

**Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья** (Плаксинские чтения 2013): Материалы Международного совещания. Томск, 16-19 сентября 2013 г. - Томск: 15 августа 2013.- 535 с.

ISBN 5-85574-088-9

Под общей редакцией академика РАН

В.А. Чантурия

Ответственный редактор канд. техн. наук

Т.В. Чекушина

ISBN 5-85574-088-9

© Издательство ТПУ, 2013  
© Коллектив авторов, 2013

## **Пленарные лекции**

---

*П.С.Чубик, Л.П.Рихванов, А.К.Мазуров, А.Ф.Коробейников, С.Л.Шварцев, Б.Д.Васильев*  
Томский политехнический университет, г.Томск

### **ВКЛАД ТОМСКОЙ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ШКОЛЫ В СТАНОВЛЕНИЕ И РАЗВИТИЕ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СЛУЖБЫ ЦЕНТРАЛЬНОЙ СИБИРИ**

Обстоятельный анализ истории геологической изученности Сибири был сделан основателем Сибирской геологической школы, столетие которой отметила геологическая общественность России в 2001 году, профессором Томского технологического института, корифеем геологической науки России, академиком В.А. Обручевым в многотомной монографии «История геологического исследования Сибири». История развития геологических работ в Центральной Сибири, советского периода, детально рассмотрена в монографии В.А. Неволина с соавторами [1].

С момента основания в 1878 году Томского императорского университета (ТГУ), а в 1896 году Томского технологического института (ТТИ-ТПИ-ТПУ) к исследованию этой части Сибири приступили научные сотрудники и профессора «Сибирских Афин» (как тогда часто называли Томск): А.М. Зайцев, профессор ТГУ и ТТИ; А.В. Лаврский, профессор ТТИ, минералог; М.Э. Янишевский, профессор ТТИ, палеонтолог; Л.Л. Тове, профессор кафедры горного искусства ТТИ, технология добычи угля; В.В. Мостович, лаборант, основатель научной школы по цветным металлам; В.Д. Рязанов, лаборант, организатор поисков нефти в Сибири, заложивший и пробуривший первые скважины на нефть в районе оз. Байкал и, конечно, научный наставник этих работ профессор ТТИ В.А. Обручев [2].

В 1908 году в Томском технологическом институте состоялся первый выпуск сибирских горных инженеров. В числе первых выпускников были М.А. Усов (1908), М.К. Коровин (1914), Б.Л. Степанов (1910), Н.Н. Урванцев (1918) и другие. К 1917 году было подготовлено 60 геологов.[3]

Следует отметить, что уже в первые годы становления геологического образования уделялось большое внимание сбалансированности учебных программ (впервые в России читаются курсы «Полевая геология», «Золотое дело» и др.) и возможности организации учебной и производственных практик. Об этом можно судить по обращению декана горного отделения В.А. Обручева к золотопромышленникам Сибири, опубликованном в журнале «Горное и золотопромышленное дело в Сибири». Первая учебная геологическая практика была проведена в мае-июне 1908 г. в окрестностях г. Красноярска.

Начиная с 1908 года, кадровый состав геологической службы в Центральной и Западной Сибири формировался выпускниками ТТИ, которых к 1930 году было подготовлено свыше 200 человек, и среди них такие выдающиеся представители Сибирской геологической школы: Б.Ф. Сперанский, Ф.Н.Шахов, Н.Н. Горностаев, К.В. Радугин, В.А.Кузнецов, Б.Л.Степанов, И.А.Молчанов, В.А.Хахлов, Д.Н. Каллиников., Г.Туровец, И.П. Коропец, А.П. Шмидт, А.А. Предтеченский, Л.Д. Тимофеевич, С.С.Ильенок, Л.Л. Халфин, В.А. Булытников, С.П.Перетолчин, Н.С. Пенн, И.К. Баженов, А.В. Аксарин, Н.Г. Чулков, К.С. Филатов и многие другие.

Следует особо отметить, что основное внимание студентов ТТИ обращалось на приобретение практических навыков. Еще в 1924 году в Томском технологическом институте известным инженером И.С. Васильевым впервые в стране для студентов геологоразведочного факультета был прочитан курс лекций «Разведочное дело. Первый заведующий кафедрой геологоразведочной специальности и постоянный консультант треста «Енисейзолото» Борис Львович Степанов подчеркивал: «Геологу следует изучать свою науку все более и более с уклоном в сторону практических требований, предъявляемых горной промышленностью, и переменить свою роль историка совершившихся явлений на роль пророка и руководителя» («Столетие горно-геологической...», 2001, с 335).

Эта отчетливая направленность в подготовке специалистов на практическую деятельность, давала свои плоды. В юбилейной брошюре «Школа первооткрывателей» (Томск, 2001 г.) приведен официальный перечень первооткрывателей месторождений на территории Красноярского края, выпускников томских ВУЗов [6]. Из анализа этих материалов видно, что выпускники из ТПУ-ТГУ внесли существенный вклад в формирование нефтегазовых (Л.А. Стаценко, Л.Л. Кузнецов, В.А. Кринин, Е.Ф. Мевиус и др.), угольных (М.К. Коровин, А.В. Аксарин, Ю.А.Спейт, Н.И. Рубаков, И.И. Молчанов, И.Н. Звонарев, и др.) ресурсов, в создание базы черной (И.К. Баженов, А.М.Кузьмин, А.К. Кюз, Б.М. Афанасьев, В.В. Богацкий, М.А. Холмов, Е.С. Единцев, С.С.Ильенок, Г.С. Стародубов и др.) и цветной (Н.Н. Урванцев, Г.Г. Ремпель, Ю.Н. Глазырин, А.Т. Стеблева, И.К. Баженов, Г.Л. Поспелов, А.А. Месянинов, Н.С. Мишко, Г.А. Иванкин, Е.И. Врублевич и др.) металлургии, а также в развитие золоторудной базы (Д.А.Тимофеевский, А.М.Новоселов, Г.П. Круглов, В.Р. Белов, В.Г. Голубев, А.Б.Хисамутдинов, В.И. Пантюков и др.) и базы редких металлов (Тимофеевский Б.А. и др).

. Значимый след в изучении Сибири оставил П.П. Гудков. Закончив в 1907 г. Санкт-Петербургский горный институт, он по рекомендации профессора К.И. Богдановича был принят В.А.Обручевым в Томский технологический институт на должность старшего лаборанта геологического кабинета. После увольнения В.А. Обручева (май, 1912) он становится его приемником, а в 1914 году утверждается профессором этого института. Научные интересы ученого были в области петрографии, экономи-

ческой геологии. Он был экспертом по железорудному и золоторудному сырью Сибири. С 1919 по 1920 гг. он работал во Владивостоке, а затем уехал в США, где стал крупнейшим специалистом в нефтяной геологии.

В 1918 году усилиями П.П. Гудкова и др. ученых Сибирской геологической школы, был создан Сибгеолком [4,5]. В феврале 1919 года назначается первый временный директор (П.П. Гудков). Ядро Сибгеолкома составляли преподаватели и выпускники Томского технологического института (Усов М.А, Лаврский А.В., Пенн Н.С., Габуня К.Е., Тюменцев К.Г., Урванцев Н.Н. и др.). Работы Сибгеолкома выполнялись в Анжеро-Судженском районе (М.А. Усов), на юге Кузбасса (А.М. Кузьмин, Б.Л. Степанов и др.), в Норильском районе (Н.Н. Урванцев). Территориально Сибгеолком находился в учебном корпусе ТТИ (ныне 6 учебный корпус ТПУ).

В 1920 году создано Урало-Сибирское отделение Геолкома, которое в конце того же года преобразовано в Сибирское отделение Геолкома, а 1928 год – в Западно-Сибирское отделение геолкома.

Следует особо отметить, что Уставом Сибгеолкома предусматривалось участие профессоров горно-геологических кафедр ВУЗов быть обязательными членами Присутствия Сибгеолкома, независимо от того являются ли они избранными или нет членами Присутствия (коллективного органа управления). Все это предопределяло высокий научный уровень проводимых исследований, выбор генеральных направлений работ.

Многие из выпускников томских ВУЗов стали первопроходцами в организации проведения новых видов геологоразведочных работ: геофизических, геохимических, гидрогеологических и др.

Так, начало планомерным геофизическим исследованиям в Красноярском крае положили выпускники физического факультета Томского государственного университета: М.А. Заблоцкая, А.А. Федоров, П.Н. Измайлов, В.В. Бородин (1931 г.), прошедшие специальную геолого-геофизическую подготовку в Томском политехническом институте.

История геохимических исследований в Центральной Сибири связана с томичами М.А. Заблоцкой и О.В. Удодовой, которые в 1942-1943 годах провели первые литогеохимические съемки и М.Н. Афанасьевым, который был также томичом.

Исследованиями радиоактивности природных образований на территории края впервые начал заниматься профессор ТГУ П.П. Орлов, обративший впервые внимание на высокую радиоактивность золотоносных районах (Орлов, 1915).

Первые гидрогеологические исследования на территории Средней Сибири проводил профессор М.Г. Курлов, М.И. Кучин, М.П. Орлова, Н.С. Спасский и др. В 1952 году по договору с управлением «Енисейстрой» была создана первая гидрогеохимическая партия (Удодов П.А., И.П. Онуфриенок и др.). Инженерно-геологически, гид-

рогеологические и гидрогеохимические вопросы края решали А.С.Кусковский, А.С.Кривошеев, Н.М.Рассказов, Е.Е.Кузьмин, М.Б.Букаты и др.

Вопросами технологии проведения геологоразведочных выработок занимались П.М. Лопушинский и др.

Профессор, затем академик Ю.А. Кузнецов, начиная с 1925 года проводил детальные исследования магматических формаций, развитых в золотоносных регионах Сибири, в том числе в Северо-Енисейском, Ольховско-Чибиженского районах Енисейского края и Восточного Саяна. В результате им выделено новое прогрессивное научное направление в геологии – учение о магматических формациях и их рудоносности.

Образованная в 1965 году на общественных началах комиссия по изучению золотоносности Сибири при ТПИ во главе с А.М. Кузьминым и Ф.Н.Шаховым, руководящий программой «Рудное золото Сибири» СО АН СССР. В этот период научные исследования золотоносных регионов выполнялись отдельными группами геологов ТПИ по следующим направлениям:

1. геология, минералогия, геохимия золоторудных полей и месторождений Средней Сибири, методов их прогнозирования и поисков (научные руководители А.М.Кузьмин, Ф.Н.Шахов, А.Ф.Коробейников, Б.Д. Васильев);

2. гидрогеохимические методы поисков золоторудных месторождений (научные руководители П.А. Удодов, С.А. Шварцев, Ю.Г.Копылова);

3. геофизические методы поисков золоторудных месторождений (научные руководители Д.С.Миков, Л.Я.Ерофеев);

4. разработка методов анализа рудного вещества на благородные металлы (научные руководители А.Г. Стромберг, Н.А.Колпакова).

Большим научным достижением коллектива геологов-аналитического центра «Золото-платина» № при ТПУ является открытие комплексного золото-платиноидного оруденения в ряде золотоносных регионов Сибири, в том числе в Енисейском крае, в Восточном Саяне, Туве, Кузнецком Алатау – рудные поля Васильевское, Олимпиадинское, Советское, Эльдорадо, Ольховско-Чибижекское, Коммунарское, Балахинское, Саралинское, Тарданское) (научный руководитель А.Ф.Коробейников. Многие выпускники томских ВУЗов стали крупными организаторами геологической службы Красноярского края, вложив свои умения, знания и здоровье в наращивание минерально-сырьевой базы Центральной Сибири.

#### Список литературы

1. Неволин В.А. и др. История развития геологических работ в Центральной Сибири и ее минерально-сырьевой базы. – Красноярск, 2000. – 589 с.

2. Столетие горно-геологического образования в Сибири./ Редактор-составитель В.В. Кривошеев. – Томск, изд-во «Водолей», 2001 – 704 с.

3. Шварцев С.Л. 90 лет высшему геологическому образованию в Сибири и на Дальнем Востоке. // Материалы конференции «90 высшему геологическому образованию в Сибири и на Дальнем Востоке». – Томск, 1991. – с. 109-127.
4. Усов М.А. История учреждения Сибирского геологического Комитета // Известия Сибирского Геологического Комитета. т.1, вып. 1.- Томск, 1920, - 45 с.
5. Васильев Б.Д. К истории учреждения Сибгеолкома. // Материалы Конференции «90 лет высшему геологическому образованию в Сибири на Дальнем Востоке». – Томск, 1991.- с. 45-5-.
6. Школа первооткрывателей/ Составители: Б.Д. Васильев, Е.И. Черняев, П.С. Чубик. – Томск, изд-во STT 2001.- 51 с.

***Л.А. Вайсберг, Е.Е. Каменева\****

Научно-производственная корпорация «Механобр-техника», г. Санкт-Петербург, Россия;  
gornyi@mtspb.com

\*Федеральное государственное бюджетное учреждение высшего профессионального образования «Петрозаводский государственный университет», г. Петрозаводск Россия; kameneva@psu.karelia.ru

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД, ВЛИЯЮЩИХ НА ИХ ДЕЗИНТЕГРАЦИЮ И КАЧЕСТВО КОНЕЧНОЙ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ**

Ежегодно в России перерабатывается около 300 млн. т изверженных горных пород строительного назначения. Общий объем производства из них различных товарных фракций щебня составляет примерно 200 млн. т в год, половина этого количества используется в дорожном строительстве, около 25 млн. т – для строительства и реконструкции балластного полотна под железнодорожными путями, остальное – в гражданском и промышленном строительстве в качестве инертного заполнителя бетонов. Требования к качеству щебня постоянно возрастают, что связано, с одной стороны, с увеличением скорости и интенсивности движения автомобильного и железнодорожного транспорта, с другой – с совершенствованием технологий строительства.

Несмотря на возрастающие объемы переработки строительных горных пород, в России сохраняется заметный дефицит щебня. Наиболее острая потребность в щебне отмечается в Центральном регионе России и, в первую очередь, в Москве и Московской области. Основными поставщиками щебня для Центрального региона являются предприятия Ленинградской, Воронежской областей и Республики Карелия, где сосредоточены наибольшие запасы прочных магматических пород - гранитов, габбро, диабазов и других.

От качества щебня в значительной мере зависит долговечность автомобильных дорог. Наиболее жесткие требования предъявляются к щебню фракций 5-10 мм, 10-15 мм, 15-20 мм, используемых для верхних слоев дорожных покрытий и непосредственно воспринимающих механические нагрузки, многократное замораживание и оттаивание, воздействие антигололдных химических средств.

В связи с развитием в России сети высокоскоростных железных дорог возраста-

ют требования к прочностным характеристикам щебня фракции 25-60 мм, используемого в качестве балластного полотна железнодорожных путей. При этом принципиально важное значение приобретает задача прогноза качества щебня в динамике, так как прочностные свойства снижаются в процессе эксплуатации.

В настоящее время в России щебень производят более 3000 предприятий. Технология производства щебня включает трех- или двухстадиальное дробление с операциями предварительного или контрольного грохочения. Компонировочные решения технологических схем выбираются в зависимости от типа перерабатываемой горной породы, требуемых размеров фракций, их объемов и требований к качеству щебня.

Важной проблемой при переработке строительных горных пород является минимизация энергозатрат. На производство 1 т щебня расходуется около 15 кВт·ч электроэнергии. При годовом объеме производства щебня в России 200 млн.т расход электроэнергии составляет порядка 3 млн. мВт·ч, что соответствует вырабатываемой энергии нескольких ГЭС (для сравнения – среднегодовая выработка энергии Волховской ГЭС составляет 347 млн. кВт·ч).

Таким образом, технология дробления горных пород при производстве щебня должна обеспечивать получение высококачественного кубовидного щебня при минимизации энергозатрат на его производство и снижение выхода отсевов как малоликвидной продукции.

Особенностью дробления горных пород, отличающей его от дезинтеграции руды, где необходимо максимально раскрыть минеральные агрегаты, является необходимость сохранения прочности получаемых зерен щебня. Если проблема повышения кубовидности щебня и снижения выхода песка-отсева достаточно исследована и удовлетворительно решается в каждом конкретном случае, то вопрос сохранения прочности исходного материала при его дезинтеграции остается открытым.

В этой связи важное значение имеют исследования, направленные на изучение взаимосвязи физико-механических свойств горных пород и полученного из них щебня с целью повышения точности прогноза качественных показателей конечной товарной продукции уже на стадии геологоразведочных работ, проектирования технологии дробления и управления качеством выпускаемой продукции. От правильного решения этих вопросов зависит эффективность практических рекомендаций по выбору и оптимизации технологических схем дробления, достоверность и обоснованность оценки горных пород на стадии геологического изучения месторождений.

Существующие представления о закономерностях процесса дезинтеграции горных пород основаны на теоретических положениях механики сплошных сред. В то же время, горные породы, лишь идеализируются исследователями в виде сплошных сред, поскольку состоят из разнородных фаз и характеризуются наличием множественных дефектов, даже на уровне кристаллической решетки.

Прочность горной породы определяется ее минеральным составом, текстурой и структурой, а также количеством, размерами и ориентацией имеющихся в ней дефектов. Сложность оценки влияния дефектности структуры горных пород на их прочностные свойства в значительной мере обусловлена невозможностью охарактеризовать ее количественно. Решение этой задачи невозможно без привлечения современных диагностических методов. В этой связи весьма перспективным представляется рентгеновская компьютерная томография, которая в последнее время широко используется для оценки проницаемости пород-коллекторов нефти и газа, а также при изучении фазового состава руд в технолого-минералогических исследованиях.

Рентгеновская микротомография (X-ray micro-CT) является неразрушающим методом изучения внутреннего строения твердых материалов, основанным на зависимости линейного коэффициента ослабления рентгеновского излучения от химического состава и плотности вещества. Компьютерная обработка теневых проекций, получаемых при просвечивании образцов рентгеновским лучом, позволяет визуализировать внутреннюю трехмерную структуру образца и выполнить детальный анализ морфометрических и плотностных характеристик как на отдельных сечениях, так и по всему объему исследуемого образца с получением количественных характеристик структуры порового пространства и минерального вещества.

В работах по дезинтеграции горных пород отмечается, что информативной характеристикой, связывающей прочность породы с дефектностью ее строения, является пористость, под которой понимается совокупность всех полостей, заключенных в породе, включая поры, поровые каналы и микротрещины. Физическая или общая пористость, определяемая расчетным путем по известным величинам минеральной и объемной плотностей, позволяет лишь косвенно судить о прочности породы и не дает информации о размерах, форме пор, их сообщаемости и пространственной ориентации. В то же время именно этот фактор является определяющим при интерпретации прочностных свойств и поведения породы в процессе дезинтеграции, так как разрушение происходит по наиболее ослабленным зонам – микротрещинам, границам срастаний отдельных минеральных агрегатов, дефектам кристаллов.

Проведенными исследованиями показана перспективность рентгеновской томографии при исследовании физико-механических свойств горных пород и их поведения в процессе дезинтеграции. Исследования проводились на микротомографе «SkyScan-1172» (Бельгия) с разрешениями от 0,5 до 27 мкм, оснащенного сертифицированными программами Skyscan1172  $\mu$ CT, NRecon, DataViewer, CTVox, CTAn, CTVol, SkyScan\_MTS, Gidropora, совместимыми с 32 и 64-битными ОС Windows.

Исследования проводились в следующих направлениях.

**1. Изучение структуры порового пространства горных пород.** Выполнена сравнительная характеристика структуры порового пространства пород различных текстурных типов – габбро-диабазы, порфириовидного гранита и гнейсо-гранита во

взаимосвязи с их физико-механическими свойствами.

Анализ результатов микротомографии указывает на различия в абсолютном количестве, размерах, объеме, площади поверхности и сообщаемости пор (табл. 1).

Сравнение характеристик порового пространства образцов гранита и гнейсо-гранита показывает, что при близких значениях пористости (доля пор в объеме образца 0,74% и 0,69% соответственно) существенно различается плотность пор (количество пор на единицу объема) и их размеры. Это обстоятельство является возможной причиной различия в прочностных свойствах пород: предел прочности при сжатии образца 1 (гранит) – 237 МПа, образца 2 (гнейсо-гранит) – 105 мПа.

Таблица 1

Характеристика порового пространства образцов в системе 3D

Параметры	Ед. измер.	Характеристика порового пространства		
		Образец 1 (габбро-диабаз)	Образец 2 (гранит)	Образец 3 (гнейсо-гранит)
Количество пор	шт.	12346	275512	41483
Плотность пор	мм <sup>-3</sup>	4,1	107,0	13,0
Преобладающий размер пор	мкм	20-40	20-60	60-100
Объем пор	мм <sup>3</sup>	8,31	18,97	22,11
Доля пор в объеме образца	%	0,07	0,74	0,69
Площадь поверхности пор	мм <sup>2</sup>	763,9	2466,5	2547,45
Удельная поверхность пор	мм <sup>-1</sup>	91,9	130,05	115,21
Удельная поверхность пор на объем образца	мм <sup>-1</sup>	0,25	0,96	0,80
Сообщаемость пор	%	4,1	13,2	11,1

Для оценки влияния пористости на характер дезинтеграции образцы габбро-диабазы и гнейсо-гранита были подвергнуты сжатию на гидравлическом прессе при равных значениях скорости нагружения до полного разрушения. Образец гнейсо-гранита, характеризующийся значительным количеством пор крупнокапиллярного размера, разрушился с образованием множества мелких обломков, образец габбро-диабазы – раскололся на две части (рис. 1).

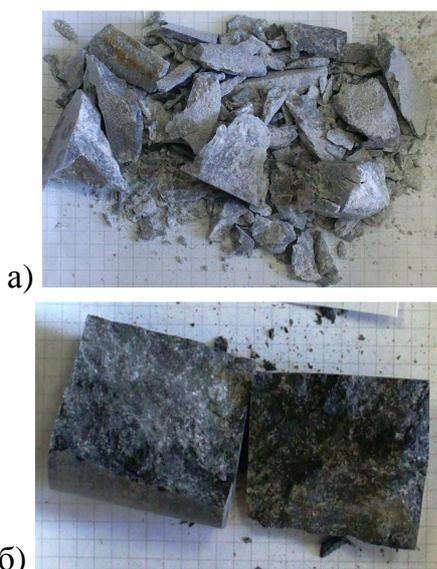


Рис. 1 Образцы гнейсо-гранита (а) и габбро-диабазы (б) после разрушения на гидравлическом прессе

**2. Исследование изменения структуры порового пространства при дезинтеграции.** Микротомография (рис. 2) показала, что при дезинтеграции происходит изменение структуры порового пространства породы. В образцах породы, подвергшихся дроблению, при уменьшении общего количества пор увеличиваются их суммарный объем и удельная поверхность. Общая пористость увеличивается за счет появления новообразованных полостей и микротрещин, а также объединения последними мелких пор в более крупные.

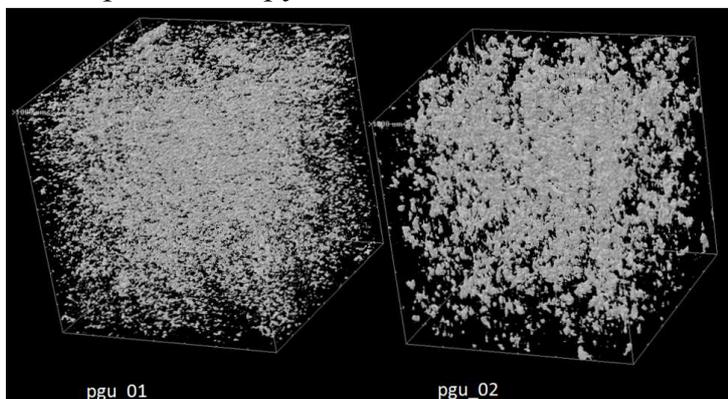


Рис. 2. Строение порового пространства  
а) pgu\_01 – исходный образец гнейсо-гранита; б) pgu\_02 – образец гнейсо-гранита после дробления

**3. Исследование характера распределения и деформации минерального вещества при дезинтеграции.** При исследовании механизма дезинтеграции необходимо учитывать деформацию минерального вещества – распределение сдвигов в объеме породы. Характер деформации отдельных минеральных масс зависит от особенностей их распределения в структуре породы. Микротомография образца гнейсо-гранита после действия сжимающей нагрузки свидетельствует об уплотнении зерен биотита за счет их сближения: при равных значениях суммарных объемов биотита в исходном образце ( $142,64 \text{ мм}^3$ ) и образце, выделенном из разгрузки дробилки ( $142,39 \text{ мм}^3$ ) величина удельной поверхности в исходном выше, чем в образце, подвергшемся дроблению ( $61,34 \text{ мм}^{-1}$  и  $24,71 \text{ мм}^{-1}$  соответственно), а связанность зерен биотита увеличи-

лась (29,6% и 39,2%).

Деформационное выделение более плотных минералов, присутствующих в гнейсо-граните (кварц, олигоклаз, калиевый полевой шпат) не выявлено. Минеральное вещество в образце габбро-диабазы после воздействия сжимающей нагрузки также не деформируется.

Полученные результаты свидетельствуют о возможности применения рентгеновской микротомографии и необходимости проведения детальных исследований при решении следующих научных и практических задач:

- уточненная оценка физико-механических свойств строительных горных пород на стадии геологической разведки для обоснования направления его использования и прогноз показателей качества конечной товарной продукции;
- установление физико-механических и технологических свойств горных пород для выбора рациональной технологии переработки и соответствующего оборудования;
- управление процессом переработки с целью снижения энергозатрат и повышения качества выпускаемой продукции;
- прогнозная оценка долговечности щебня в процессе его эксплуатации в дорогах и конструкциях.

***О.Б. Котова, Е.Г. Ожогина<sup>\*</sup>, А.А. Рогожин<sup>\*</sup>***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии, г. Сыктывкар, Россия;

<sup>\*</sup> Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского, г. Москва, Россия

## **МЕЖДИСЦИПЛИНАРНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ КАК ОСНОВА ИННОВАЦИЙ В ОСВОЕНИИ ТРУДНООБОГАТИМОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Технологическая минералогия (ТМ) – это, прежде всего, оценка качества минерального сырья на любой стадии его изучения и освоения с целью расширения сферы потребления (конечного продукта). Характерной особенностью ТМ начала 21 века является возрождение интереса к фундаментальным понятиям – минерал как носитель химических элементов и полезных свойств, но на новом прогностическом (познавательном) уровне высоких инструментальных технологий и развития эксперимента в процессах рудоподготовки и обогащения полезных ископаемых.

За прошлое десятилетие технологическая минералогия значительно продвинулась вперед за счет развития минералогических методов исследования (ТЕМ, XAS, XRD, и т.д.), и перехода на количественный уровень. Сопоставление экспериментальных и вычислительных результатов позволило взаимно улучшить оба подхода. Следует отдельно отметить результативность применения комплексирования методов

при изучении полезных ископаемых, нередко отличающихся весьма сложными составом и строением.

Расширение сферы охвата технологической минералогии, как в пространственном (технологическая наноминералогия, технологическая биоминералогия, и т.д.), так и в структурном отношении является основой инноваций в освоении труднообогатимого минерального сырья. Отмечен успех в развитии эксперимента в процессах рудоподготовки и обогащения полезных ископаемых (от формирования и развития вещества в окружающих средах под действием различных полей до технологического модифицирования минералов, их синтеза и 3D моделирования структур и процессов). Особый интерес представляет минералогия и кристаллохимия шлаков для понимания механизмов происхождения руды и Р,Т-условий технологических режимов.

В последние годы наметилась явная тенденция к оценке качества нефтегазоносных толщ – коллекторов методами прикладной минералогии. Это в первую очередь связано с проблемой извлечения остаточной нефти из карбонатных и терригенных пород-коллекторов. Сегодня обсуждается вопрос о «матричной нефти» (высокомолекулярных углеводородах) в нефте-газо-конденсатных породах. Можно с уверенностью говорить, что произвести оценку «матричной нефти» (выявить, идентифицировать и изучить форму нахождения) - нового нетрадиционного вида углеводородного сырья нефтегазоконденсатных месторождений, а также решить проблемы ее освоения в недалеком будущем удастся методами прикладной минералогии, используя методические приемы изучения тонкодисперсных минеральных систем.

**Минералогические аспекты рудоподготовки.** Поведение минералов в процессах рудоподготовки, степень их раскрываемости определяются текстурно-структурными особенностями руды (породы) и свойствами рудообразующих минералов. Например, руды редких и редкоземельных металлов (Р и РЗМ) являются комплексными, тонко- и ультрадисперсными по ценным минералам и относятся к труднообогатимым. Большая «размытость» минералов, концентрирующих Р и РЗМ, практически всегда приводит к экономической нецелесообразности их обогащения существующими способами и требует особых технологических решений при вовлечении в переработку. В результате практически все руды Р и РЗМ не представляют промышленного интереса, а ценные металлы извлекаются на обогатительных фабриках лишь как попутные при получении основных цветных металлов (алюминий, медь, цинк, никель и др.).

Взаимодействие минералов с реагентами определяется их реальным строением (изоморфизм, энергия кристаллической решетки, адсорбционные характеристики: раскрытие ненасыщенных химических связей, некомпенсированные поверхностные заряды и т.д.), обусловленным генезисом. В труднообогатимых рудах взаимопроникновение компонентов настолько велико, а содержание ценных компонентов настолько низкое, что современные промышленные методы обогащения (флотация, гравитация и др.) не позволяют селективно сконцентрировать металлы и, следовательно, рен-

табельно извлекать их из руд.

На помощь приходят физика минералов и современная приборная база, особенно востребованным становится оптико-геометрический анализ. Современные системы анализа изображений, совмещенные со световыми и электронными микроскопами, позволяют на стадии рудоподготовки получать предварительную информацию об объекте исследования (гранулярный состав, морфометрические характеристики минералов, их распределение в руде и продуктах обогащения). Динамика раскрытия минерала при измельчении руды определяется не только его естественным гранулярным составом, но и характером взаимоотношения с другими минералами, т.е., как иногда называют, типом вкрапленности минерала. Например, наиболее благоприятным для раскрытия минерала является первый тип вкрапленности (рудные - нерудные минералы), поскольку разрушение руды при дезинтеграции происходит в первую очередь по границам зерен минералов и приводит к эффективному высвобождению полезного минерала.

Современные анализаторы изображений обладают уникальной возможностью определять не только морфоструктурные параметры отдельных зерен минералов и оценивать качество агрегатов (сростков), но и получать информацию о поглотительной способности минеральных компонентов. Исследования, проводимые нами в этом направлении, позволили предложить способ подготовки к обогащению маложелезистых бокситов.

Изобретение принадлежит к области обогащения маложелезистых бокситов и может применяться при их предварительной подготовке к обогащению. Например, при переработке бокситов с предварительным извлечением титана и образованием корундовых фаз. Это позволяет повысить комплексность и эффективность переработки боксита. (Комплексность переработки бокситов реализована не в полной мере, в основном на редкоземельные элементы). Технический результат достигается тем, что способ подготовки к обогащению маложелезистых высокоглиноземистых бокситов включает грубую подготовку поверхности и последующее облучение лазером.

Инициаторами поглощения лазерного излучения будут минеральные фазы с большей поглотительной способностью (так же на поглощение влияют температуры плавления и испарения вещества, летучесть и др.), причем поглотительная способность инициатора на протяжении лазерного импульса увеличивается за счет термоэмиссии и фотоэффекта. Эти процессы ведут к испусканию электронов, что увеличивает поглощение. Таким образом, предложенные способы могут быть достаточно эффективно использованы для сложного минерального сырья, полезные минералы которого имеют значительное различие в коэффициентах поглощения.

Классический процесс рудоподготовки должен обеспечить раскрытие минералов руды при оптимальном измельчении. Предполагается, что режим процесса дробления -измельчения должен задать предельную крупность зерен измельчаемого материала в

определенном диапазоне. Разработана и опробована методика морфоструктурного анализа тонкодисперсной составляющей (на примере бокситовой руды) с применением малоуглового рассеяния, которая позволяет выявить гранулярный состав и морфометрические характеристики минеральных зерен субмикронного размера и характер их агрегации.

Несмотря на то, что только механическими или физическими методами (дробление, измельчение, глубокое обогащение и т.д.) невозможно получить кондиционные продукты, следует подчеркнуть, что стадия рудоподготовки в технологической цепочке переработки руд необходима. Так как именно при рудоподготовке происходит многократное увеличение площадь контакта минералов, благоприятное для последующего вскрытия руды.

В связи с вовлечением в переработку тонкодисперсных минеральных систем (непосредственно руды, или породы, или их составляющих) большой прикладной потенциал имеют адсорбофизические явления в системе минерал-среда. На основе выявленных адсорбофизических явлений в системе минерал-среда предложены и апробированы новые технологии прогнозной оценки качества руд, которые заключаются в интеграции минералогических методов исследований (включая новые подходы) с развитием эксперимента в области адсорбофизических полей в процессах рудоподготовки и обогащения полезных ископаемых.

*А.П. Козлов, Н.Д. Толстых<sup>1</sup>*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г.Москва, Россия, kozap@mail.ru

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия

## **МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПЛАТИНОМЕТАЛЬНОГО ОРУДЕНЕНИЯ В ДУНИТАХ СРЕДНЕГО УРАЛА\***

С начала 19-ого века, на протяжении более ста лет, Россия являлась безусловным мировым лидером по производству металлов платиновой группы (МПГ), в первую очередь платины. Единственным источником этого ценнейшего минерального сырья тогда были уникальные месторождения Нижне-Тагильского и Исовского россыпных узлов Среднего Урала, из которых суммарно было добыто 517,5 тонн платины и попутно 68 тонн золота [1]. С середины прошлого века считалось, что основные запасы россыпных месторождений платины на Урале исчерпаны, а их коренные источники – жилы и шпиры платиносодержащих хромитов в дунитовых массивах, не

---

\* Исследования выполнены при поддержке Программы Президиума РАН (ПП-27) и РФФИ (проекты № 12-05-00112 и № 12-05-00260).

имеют самостоятельного промышленного значения в связи с незначительным объемом и высокой степенью эродированности. Однако современные оценки специалистов, занимающихся вопросами металлогении МПГ, свидетельствуют о том, что Платиноносный пояс Урала сохраняет свой уникальный промышленно-перспективный потенциал по рудной платине, который только по зональным базит-ультрабазитовым комплексам (дуниты) оценивается в 19 тысяч тонн драгоценного металла [2]. Возможность масштабного промышленного освоения этого принципиально нового нетрадиционного вида платиносодержащего минерального сырья связана исключительно с определением технологической возможности и экономической целесообразности извлечения платины из вмещающих магматических горных пород – дунитов [3]. Это определило основную цель проведенных минералого-технологических исследований – получение полной и достоверной информации о составе, строении и технологических свойствах потенциально платиноносных образований с научным обоснованием эффективных технологических процессов извлечения из них платины. Результаты проведенных исследований позволяют дать достаточно полную минералого-технологическую характеристику продуктивного платинометального оруденения в дунитах Нижне-Тагильского и Светлоборского зональных массивов Среднего Урала.

На Светлоборском массиве платина выделена из тонкозернистых дунитов с рассеянной вкрапленностью хромита в тесной ассоциации с магнетитом. Более 80% зерен платинового концентрата относятся к классу  $-0,1$  мм и только около 1% превышают размеры 0.5 мм. Мелкие зерна имеют кубическую огранку, а для более крупных характерен ксеноморфный облик. 20–40% зерен относится к магнитной фракции, в которой, кроме минералов МПГ, значительную часть составляют самородное железо и сростки платины с магнетитом. По составу первичные Pt-Fe-сплавы широко варьируют по концентрации Fe (от 23.5 до 32 ат.%) и относятся к самородной платине, изоферроплатине и железистой платине с эпизодическими (ед.%) изоморфными примесями других МПГ, Cu и Ni. Вторичные сплавы образуют полный ряд от тетраферроплатины до туламинита, в которые включены незначительная примесь Ni. Прочие минералы МПГ присутствуют в виде включений и сростаний с платино-железистыми сплавами. Отмечаются платино-осмиевый и платино-иридиевый парагенезисы. В осмии концентрация Ir не превышает 14 ат.%, а иридий обогащен Pt. Распространены твердые растворы  $OsS_2$ – $RuS_2$  с преобладанием эрликманита, а также бауит ( $Rh_2S_3$ ). Часто встречаются сперрилит, сульфоарсениды переменного состава  $[(Rh, Ir, Pt)AsS]$  и различные антимониды и сульфоантимониды МПГ. Продуктивная минеральная ассоциация Светлоборского массива подвержена процессам окисления, приводящим к замещению первичных минералов МПГ низкотемпературными фазами (оксиды платины и соединения систем Ir–Rh–Fe, Fe–Ir–Pt). Выделения оксидов платины обладают зональной или ажурной структурой.

В дунитах Нижне-Тагильского массива платиновые концентраты состоят пре-

имущественно из Pt-Fe-Cu-Ni-сплавов. Почти 80% зерен платинового концентрата относятся к классу –0.1 мм, около 1% превышают размеры 0.5 мм, достигая 1.5 мм. Мелкие зерна платины имеют кубическую или округлую (реже) формы, крупные зерна являются ксеноморфными и находятся в сростании с оливином и хромитом. Магнитная фракция преобладает (около 60%) за счет присутствия в концентрате, кроме магнитной платины, самородного железа и Fe-Cr-сплавов. По составу первичные Pt-Fe-сплавы относятся к железистой платине, в которой концентрация Fe находится в интервале 29–33 ат.% и стабильно присутствуют примеси Ni, Cu, Ir, Rh, Pd, Ru, среди которых преобладает Ir (до 7.47 мас.%). Но большая часть выборки относится к вторичным Pt-Fe-Ni-Cu-сплавам (тетраферроплатина–ферроникельплатина–туламинит), в которых железистая платина представлена, как правило, реликтами. Корреляционные отношения между Fe и Cu в сплавах свидетельствуют о том, что значительная их часть – результат наложения на твердые растворы PtFe – Pt<sub>2</sub>FeNi – Pt<sub>2</sub>CuNi медистой фазы, которая имеет состав Cu<sub>3</sub>Pt. Другие минералы МПГ представлены включениями самородного осмия и иридия, неназванной фазы (RhNiAs) и лаурита (RuS<sub>2</sub>). Оксиды Pt образуют контрастные каймы по Pt-Fe-Ni-Cu-сплавам.

По сравнению с Гальмознанским массивом на Камчатке, где основная продуктивность платинометального оруденения определяется наличием зерен платиносодержащих минералов в средних и крупных фракциях, в дунитах Светлоборского и Нижне-Тагильского массивов более 80% зерен имеет крупность менее 100 мкм. Следует также отметить, что значительная часть продуктивной платиносодержащей минерализации в дунитах Среднего Урала представлена медьсодержащими минералами МПГ (туламинит, холингвортит, платино-медные сплавы), которые имеют микротвердость в 3-8 раз меньше чем у Fe-Pt сплавов, что определяет возможность их селективного переизмельчения. В связи с этим, для платиносодержащих дунитов Среднего Урала будут весьма вероятны значительные потери платины с мелкими и тонкими фракциями в процессе гравитационного обогащения. Это определяет необходимость использования комбинированной технологической схемы, которая кроме стадийного измельчения и гравитационного обогащения (принято для дунитов Камчатки), включала бы в себя флотацию платиноидов из хвостовых и шламовых продуктов. Учитывая, что значительное количество платиносодержащей минерализации в дунитах Среднего Урала имеет выраженные магнитные свойства и образует тесные сростания с вторичным магнетитом и различными Fe-содержащими сплавами, также представляется целесообразным использовать в технологической схеме процессы разделения предварительно обогащенных платиной продуктов методами магнитной сепарации.

*Список использованных источников*

1. Разин Л.В. Промышленно-перспективный минерально-сырьевой потенциал Уральского Плати-

- ноносного пояса. – М.: Университетская книга, 2008. – 172с.
2. Додин Д. А., Додина Т. С., Золоев К. К., Коротеев В. А., Чернышов Н. М.. Платина России: состояние и перспективы. // Литосфера, 2010, № 1, С.3-36.
  3. Чантурия В.А., Козлов А.П., Толстых Н.Д. Дунитовые руды – новый вид платиносодержащего сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – №ОБ1. – С. 553–566.

***А.Н. Дьяченко, Р.И. Крайденко***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия; atom@tpu.ru

## **ХИМИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ХЛОРИДНАЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ**

Физические методы обогащения – флотация, гравитационная и магнитная сепарация являются самыми экономичными, но часто малоселективными в случае переработки смешанного типа сырья представленного как окисленными формами металлов, так и сульфидами. Некоторые руды, в силу физико-химических свойств, не поддаются физическим методам обогащения. В результате производятся низкокачественные концентраты, содержащие три-четыре основных компонента.

Простота и дешевизна физических методов обогащения до настоящего времени позволяла рентабельно работать большинству предприятий горно-обогатительной и металлургической секторов промышленности. Наступает время, когда богатые рудные месторождения начинают истощаться. Новые месторождения требуют геологической разведки и часто находятся в труднодоступных районах страны, где нет промышленной инфраструктуры. В передел всё больше вовлекаются бедные руды и отвалы горно-обогатительных комбинатов. Физические методы обогащения становятся всё менее рентабельными.

Сегодня получают развитие гидрометаллургические методы переработки руд с последующим выделением ценных компонентов в концентраты, либо прямым получением металлов. В частности хлоридные технологии переработки минерального сырья, поскольку хлориды металлов значительно различаются по физико-химическим свойствам, например температура сублимации хлорида железа(III) – 320 °С, хлорида вольфрама(VI) – 350 °С. В качестве хлорирующих реагентов используют газообразные (хлор, тетрахлорометан), жидкие (соляная кислота), твердые (хлорид натрия, органические хлоринаторы) хлорирующие реагенты.

Газообразные хлор, хлороводород отличаются высокой коррозионной активностью, что требует значительных капитальных вложений в аппаратное оформление процесса хлорирования. Использование соляной кислоты не отвечает требованиям по минимизации жидких переделов. Твердые хлоринаторы на основе щелочных метал-

лов требуют повышенных температур ведения процессов.

Вызывает практический интерес использование в качестве хлорирующего реагента твердого хлорида аммония.

При 300 °С давление паров хлорида аммония над твёрдым веществом достигает 0,3 атм. Возгон при остывании десублимируется в кристаллический хлорид аммония. Таким образом, существует рабочий интервал при котором хлорид аммония из инертного вещества превращается в хлорирующий агент.

Хлорид аммония при нагревании возгоняется с последующим разложением до  $\text{NH}_3$  и  $\text{HCl}$ . Этим объясняется высокая вероятность комплексообразования при реакциях оксидов, хлоридов, сульфидов металлов с хлоридом аммония, поскольку хлорирование происходит непосредственно  $\text{NH}_4\text{Cl}$ , в дополнение к  $\text{HCl}$ .

Хлорирование сырья хлоридом аммония осуществляется шихтованием и нагреванием при температуре 200 – 340 °С. В результате ценные компоненты рудного сырья переходят в хлориды, которые далее подвергаются водному выщелачиванию. Пустая порода (кремнезём и глинозём) с хлоридом аммония не взаимодействуют.

Таким образом, достаточно простой технологической операцией производится хлорирование руды или концентрата, выделение из него необходимой фракции хлоридов металлов, отброс хвостов пустой породы. Дальнейшее разделение хлоридов и их аффинаж достаточно изучен и широко используются в химической промышленности. Хлораммонийная переработка руд и концентратов цветных металлов позволяет, без применения физического обогащения и пирометаллургии, в одну стадию выделить хлориды или гидроксиды металлов. Производство металла из химически чистого хлорида или гидроксида также не представляет сложности. Важным экономическим преимуществом использование хлорида аммония является возможность его регенерации. Наглядно схему хлораммонийного цикла переработки руды и регенерации хлорида аммония можно представить на примере окисленной железной руды (рис.1).

Таким образом, с помощью хлорида аммония при использовании стандартных химических переделов: спекании (300°С), фильтрации, осаждении с использованием стандартной химической аппаратуры, осуществляется химическое обогащение и производство из рудного материала химически чистого оксида железа(III) применяющегося в качестве охры или сурика. Схема на рис.1 приведена в качестве наглядной с химической точки зрения реализации принципа хлораммонийной переработки минерального сырья. Пример с железной рудой является далеко не самым выгодным, реальный экономический эффект становится ясным при проектировании хлораммонийной технологии на процессы химического обогащения руд цветных металлов. Содержание цветных металлов в рудах и даже концентратах, как правило, незначительное: от 20 % для меди и марганца до 1-2 % для никеля. В случае пирометаллургического передела таких руд и концентратов для выделения ценного компонента приходится подвергать переплавке всю массу, включая пустую породу.

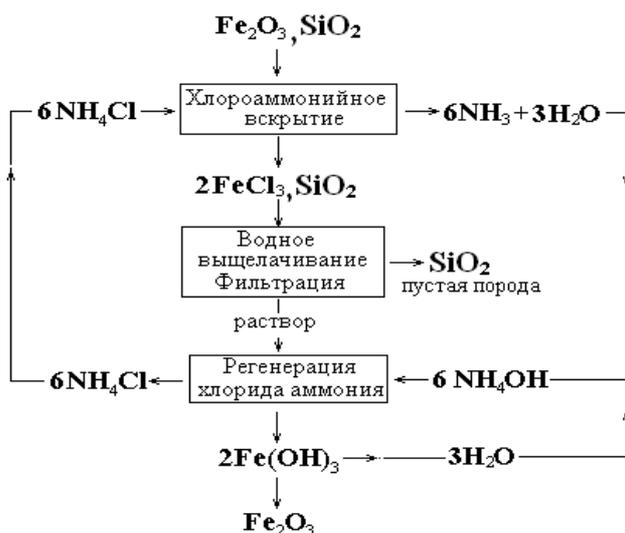


Рис.1 Хлораммонийный цикл  
перечистки железистого  
концентрата от пустой породы

Минерально-сырьевая база Российской Федерации позволяет нашей стране стать ключевым игроком на рынке цветных металлов. Для реализации этой цели необходимо внедрение принципиально нового подхода к переработке минерального сырья, отойти от традиционных принципов многостадийного обогащения руд до концентратов.

Хлораммонийная технология переработки минерального сырья позволяет вовлечь в коммерческий передел неиспользуемые до настоящего времени месторождения и значительно повысить рентабельность отрасли.

#### **Л.П. Рихванов**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия; rikhvanov@tpu.ru

### **О НЕОБХОДИМОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПАДНОЙ СИБИРИ – ПОТЕНЦИАЛЬНОГО ИСТОЧНИКА РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ДЛЯ РАЗВИТИЯ ЯДЕРНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА РОССИИ**

The zircon-titano-ferrite deposits of Western Siberia are complex deposits which can be not only the sources of Zr, Ti but Th, TR, Sc, Ta and some other components. Present high science-driven technologies of the collective concentrator enable to implement this.

В Западно-Сибирском регионе на территориях Новосибирской, Омской и Томской областей на сегодняшний день известны весьма крупные месторождения циркон-ильменитовых песков (Ордынское, Тарское, Туганское, Георгиевское и др.), что выводит данный регион по запасам этих руд в число основных потенциальных источников титана, циркония как на территории России, так СНГ и мира. (В.А. Даргевич, Г.В. Нестеров, С.С. Кропанин и др.).

Эти объекты являются комплексными титан-цирконовыми месторождениями, содержащими монацит, основной минерал тория, и значительные количества редких и редкоземельных элементов, представляющих собой интерес для развития ядерно-энергетического комплекса будущего, в том числе ториевой энергетики.

Месторождения региона в геологическом, минералого-геохимическом аспектах весьма близки. Продуктивные толщи представлены тонкозернистыми песками (менее 0,1 мм) прибрежно-морских фаций. Глубина залегания песков от 2-150 м на Туганском и до 120-180 м. на Тарском месторождениях. Это позволяет вести отработку открытым карьерным способом до глубины 30-50 м. (Южно - Александровский и некоторые другие участки Туганского месторождения) и методом скважинной гидродобычи с глубины 50-200 м. (Тарское, Георгиевское, ряд участков Туганского и других месторождений).

Вариант скважинной гидродобычи опробован в условиях Ордынского, Туганского, Тарского и Георгиевского месторождений циркон-ильменитовых песков и показал свою высокую эффективность по подъему рудных песков с глубины до 180-200 м. Мощность рудных пластов от 3-5 метров до 10-30 метров.

Минеральный состав руд месторождений близок и представлен: кварцем (70-75%), глинистыми минералами (20-25%), рудными минералами, на долю которых приходится 3-5%. Среди рудных минералов, составляющих концентрат тяжелой фракции, главными минералами являются ильменит - 50-70%; циркон-20-40%; рутил+лейкоксен+анатаз+брукит (различные структурные модификации  $TiO_2$ ) - 10-15%; монацит - до 1% и некоторые другие, в том числе экзотические минералы (алмаз, цинкит и т.д.) содержание которых крайне незначительны. Минеральный состав тяжелой фракции варьирует от месторождения к месторождению, а в их пределах от одного пласта к другому, а в пласте от подошвы к кровле.

Уникальной особенностью циркон-ильменитовых песков являются высокие, иногда промышленно значимые для собственных месторождений этих элементов, содержания скандия, тантала, гафния, редких земель, в т.ч. лантана, церия, самария, неодимия, иттербия, лютеция, эрбия, а так же иттрия и тория (рис.1), что позволяет рассматривать данные месторождения не только как месторождения циркона и титановых минералов, а как комплексные редкометалльно-редкоземельные и ториевые месторождения циркон-ильменитового состава и, в соответствии с этим, выбирать и технологию их переработки (Л.П. Рихванов и др., 2001).

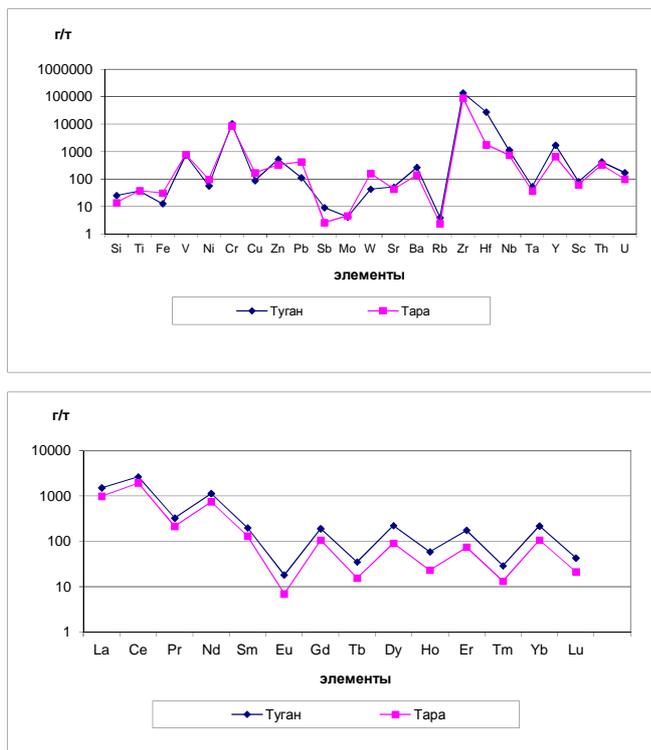


Рис. 1 Распределение редких земель и сопутствующих им элементов в концентратах тяжелой фракции некоторых месторождений Западной Сибири

Основными особенностями циркон - ильменитовых песков Западной Сибири является:

1. Тонкозернистый состав песков (< 0,25 мм), требует особой технологии при разделении их на мономинеральные концентраты (классическая схема переработки).
2. Низкое, по сравнению с современными прибрежно-морскими месторождениями Австралии, Индии, США, содержание тяжелой фракции (~ 3%).
3. Низкое содержание монацита ( $\text{CePO}_4$ ) в составе тяжелой фракции (~0,03%).
4. Низкое содержание Th в монаците (~ 3%).
5. Th, редкие (Ta, Sc), редкоземельные элементы практически равномерно распределены («размазаны») по минералом тяжелой фракции.

Концентрат тяжелой фракции, особенно ее слабомагнитная составляющая, содержит промышленно значимые содержания Ta, Sc, TR, Th, что предопределяет необходимость его комплексной переработки без деления на мономинеральные, в том числе монацитовый, концентраты. На сегодняшний день обозначилось два принципиальных подхода к освоению циркон- ильменитовых месторождений: сырьевой – по схеме ГИРЕДМЕТа и комплексный, предложенный и разработанный в Томском политехническом университете. Позднее появились проекты, дополняющие как первый, так и второй варианты разработки.

Первый вариант (сырьевой) основан на классической схеме обогащения (Таггарт, 1952), по которой работает Верхнеднепровский ГОК, обрабатывающий Малышевское месторождение циркон-рутил-ильменитовых песков, близких, но не аналогичных рудным пескам Туганского месторождения. Применяемая технология имеет два круп-

ных недостатка:

- значительный ущерб природной среде;
- безвозвратная потеря ценных элементов, (их содержание в минералах Малышевского месторождения, в силу специфики формирования, ниже, чем в песках Западной Сибири).

Второй вариант (комплексной переработки с получением полуфабрикатов) ориентирован на переработку тонкозернистых песков туганского типа, содержащих высокие концентрации Sc, Ta, Lu, Yb и других ценных компонентов. Технология освоения такого типа месторождения включает в себя следующие основные виды работ:

1. Добыча и доставка исходного сырья на обогатительный модуль;
2. Обогащение песка на обогатительном модуле методом гравитации или флотации на легкую фракцию, состоящую из кварца и каолинита, и тяжелую фракцию, в состав которой входят ильменит, циркон, рутил, лейкоксен и другие рудные минералы;
3. Селективное разделение тяжелой фракции на отдельные минералы.

В предлагаемых ТПУ технологиях эта стадия исключается полностью или частично. По этим технологиям после получения тяжёлого концентрата следует следующие операции:

1. Вскрытие минерального сырья сульфатным или фторидным способами.
2. Массовое извлечение полезных компонентов, в т.ч. нерастворившегося циркона, диоксида титана, железа.
3. Выделение и подготовка экстракта для селективного извлечения редких и редкоземельных металлов.

Состав товарной продукции для реализации при переработке такого типа руд зависит от технологического подхода.

При реализации классической технологии получения селективных концентратов с 1 тонны рудного песка, примерно, может быть получено: кварцевый песок различных сортов (0,7); глинистые минералы (каолиниты) (0,26); ильменитовый концентрат (0,024); цирконовый концентрат (0,012); рутил-лейкоксеновый концентрат (0,004)

Стоимость товарной продукции ориентировочно составит - 44,2 \$ США.

Кроме того, при карьерном способе добычи будут использованы породы вскрыши представленных, главным образом, тугоплавкими и легкоплавкими глинами и суглинками с хорошими формовочными и удовлетворительными сушильными свойствами, пригодными для производства строительного кирпича с повышенными физико-механическими свойствами.

С целью повышения эффективности комплексной переработки циркон-ильменитовых песков предлагается к реализации нетрадиционный способ переработки тонкозернистых рудных песков, базирующийся на опыте технологических переделов, используемых предприятиями бывшего Минсредмаша (Минатома – Росатома).

Так, один из предлагаемых способов запатентован (патент 5019965 с приоритетом

от 21.01.92), апробирован в лабораторных и укрупненных лабораторных и условиях в Томском политехническом университете и ПО «Востокредмет» (г. Чкаловск, Таджикистан). Способ заключается в сернокислотном разложении коллективного концентрата без его предварительной селекции на отдельные его минералы или только с выделением ильменитовой составляющей, отделяющейся простой магнитной сепарацией. Получаемый при этом циркон разлагается плазмохимическим методом на плазматронах.

При реализации этого подхода получается с 1 т. рудного концентрата следующая товарная продукция: ильменит (0,59); технический диоксид циркония (0,11); ультрадисперсный порошок двуокиси кремния («Аэросил», «белая сажа») (0,11); оксид титана (0,10); оксид железа (0,05); смесь оксидов редких земель, редких элементов (0,074); сульфат аммония (0,20); гипс (0,04). Стоимость возможной товарной продукции составит в первом приближении 364 \$ США.

Еще более предпочтительной смотрится технология фторидного гидрометаллургического передела, (А.Н. Дьяченко, Р.И. Крайденко, А.И. Соловьев, и др.).

Редкоземельная компонента в изученных нами россыпях оценивается на уровне первых десятков тысяч тонн тория.

В предполагаемом нами варианте комплексной переработки тонкозернистых циркон-ильменитовых песков, включающего выделение суммарного коллективного концентрата и его гидрометаллургический передел по сульфатной или фторидным схемам происходит обогащение торием отдельных продуктов гидрометаллургического передела, который принципиально может быть выделен по существующим технологиям, реализуемых на Сибирском химическом комбинате (СХК).

Особого внимания заслуживает возможность создания уникального по эффективности промышленного комплекса по добыче и переработке сырья Туганского и других месторождений с получением высоколиквидных редких элементов (редких земель, титана, циркония и др.). Такой комплекс может привлечь крупные инвестиции, в том числе зарубежные.

### ***Н.С. Бектурганов***

АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», АО «Национальный научно-технологический холдинг «Парасат», г. Астана, Казахстан; n.bekturganov@parasat.com.kz

## **ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ КАЗАХСТАНА**

В настоящее время благодаря политике Президента страны Н.А. Назарбаева казахстанская наука получила мощный импульс для своего развития. Появились новые возможности для проведения научных исследований, создания инновационных разработок и их внедрения в производство, интеграции в мировую науку.

В соответствии со Стратегией «Казахстан-2030» горно-металлургический ком-

плекс определен в качестве одной из приоритетных отраслей, способных обеспечить вхождение Казахстана в число технологически развитых стран. Глава государства поставил перед отраслью задачу: к 2015 году удвоить экспорт продукции и увеличить валовую добавленную стоимость на 107%, обеспечить рост производства: первичного алюминия в 4 раза, золота – в 2 раза, меди – в 1,4 раза, стали - до 6 млн. т в год. Успешное решение поставленных глобальных задач во многом зависит от научного обеспечения металлургической отрасли промышленности.

С 2011 года реализуется ряд целевых научно-технических программ, в числе которых: «Научно-технологическое сопровождение интенсификации производства золота в Республике Казахстан на 2011-2014 годы» и «Научно-технологическое обоснование развития редкометалльной отрасли в Казахстане на 2011-2014 годы». Программы направлены на создание научной базы развития горно-металлургической отрасли, имеют комплексный и сквозной характер от исследований до создания опытных образцов и моделей, проведения опытно-конструкторских работ и испытаний технологий в промышленном масштабе.

В Казахстане исследования в области обогащения минерального сырья развиваются по следующим направлениям: разработка технологий синтеза селективных флотореагентов и наноразмерных активаторов, депрессоров и модификаторов флотации из отечественного сырья для повышения извлечения цветных и благородных металлов; получение высокоэффективных флокулянтов для сгущения и фильтрации концентратов цветных металлов и хвостов флотации; создание эффективных технологий обогащения руд черных, цветных, редких и благородных металлов с применением синтезированных флотореагентов; интенсификация процессов флотации полиметаллического сырья с использованием физических и энергетических методов воздействия.

В рамках программы учеными АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения» (АО «ЦНЗМО») разработаны технологии, которые, при их внедрении в производство, позволят привлечь новые сырьевые источники и существенно повысить извлечение золота из минерального и техногенного сырья.

Ухудшение качества руд и необходимость соблюдения экологических норм обусловили разработку принципиально новых реагентных режимов. Помимо существенного повышения эффективности обогащения, требования к реагентным режимам сводятся к минимальной токсичности, максимальной селективности разделения минералов, минимальным расходу и цене реагентов.

Разработана технология получения экологически безопасных вспенивателей из отходов спиртового производства (сивушных масел). Новые реагенты обладают следующими преимуществами по сравнению с применяемым в производстве Т-90: улучшенными вспенивающими свойствами, нетоксичностью, приятным запахом, низкой себестоимостью и селективностью. Проведенные крупнотензорно-лабораторные испытания обогащения руды Тишинского и Секисовского месторождений в ДГП

«ВНИИцветмет» показали, что при использовании нового вспенивателя извлечение золота во флотоконцентрат повышается на 3-4%, расход реагента снижается на 20% по сравнению с традиционным пенообразователем Т-90.

Дополнительным сырьевым источником золота являются отвалы действующих золотоизвлекательных предприятий. В связи с этим проведены работы по обогатимости лежалых хвостов месторождений Кумысты (ТОО «Терискей»), Прибалхашской и Акбакайской обогатительных фабрик. Полученные результаты показали возможность получения золотосодержащих концентратов с содержанием 25-30 г/т при извлечении до 60%.

Учеными АО «ЦНЗМО» разрабатывается принципиально новая высокоэффективная пиро- и гидрометаллургическая технология извлечения золота и других цветных металлов при переработке труднообогатимых руд, позволяющая исключить процессы измельчения, гравитации и флотации руд и, соответственно, снизить потери золота с хвостами обогащения на 20-25%. На ГРК ТОО «Терискей» проведены опытно-заводские испытания прямой плавки трехкомпонентной шихты (Шован, Жолбарысты, Келиншектау) и показана возможность извлечения золота в штейн до 89-98%. Реализация технологии обеспечит повышение сквозного извлечения золота на 30-40% по сравнению с существующими технологиями переработки особо упорных руд золота.

Выбор наиболее эффективной технологии переработки золотосодержащего минерального сырья – различными способами обогащения либо прямой плавкой исходного сырья – может быть сделан на основе сравнения их технико-экономических показателей.

На основе анализа механизма действия различных реагентов при флотации сульфидных минералов, нами предложен дизайн молекулы флотореагента, обладающего одновременно пенообразующим и собирательным свойствами. Квантово-химическими расчетами показана более высокая реакционная способность новых сульфгидрильных флотореагентов в сравнении с ксантогенатами, что получило экспериментальное подтверждение. Применение синтезированного реагента КСК-6 позволило полностью заменить в схеме флотации сульфидных руд Артемьевского месторождения пенообразователь Т-80, повысить извлечение меди в коллективный медно-свинцовый концентрат на 5%, а извлечение свинца – на 9%.

Проведены укрупнено-лабораторные испытания новых реагентов в условиях флотации руд цветных и благородных металлов. Применение новых синтезированных аэрофлотов при обогащении золотосодержащих руд Тишинского позволило повысить извлечение золота на 3-4% и улучшить качество золотосодержащих концентратов при снижении расхода вспенивателя на 50%. При использовании модифицирующей добавки бутилполиэтиленполиамиона в процессе флотационного обогащения золотосодержащей руды месторождения Акбакай извлечение золота во флотационный концентрат повышается до 3%, расход бутилового ксантогената сокращается на 20%.

АО «ЦНЗМО» предлагается создание технологии селективного разделения коллективного медно-свинцового концентрата с применением железосодержащего материала. Использование нового депрессора галенита - ферромагнитного материала, позволяет исключить из процесса селекции большие расходы сульфита натрия (4 кг/т), железного купороса (6 кг/т) и обеспечивает эффективное разделение медно-свинцового концентрата с получением качественных концентратов. Расход его в цикле селекции составляет 3 кг/т концентрата. При использовании наноразмерного ферромагнитного модификатора расход депрессора во флотации уменьшается до 100-150 г/т.

Ведутся работы по получению наноразмерных активаторов, позволяющих при минимальных расходах получить кондиционные концентраты цветных металлов. Использование в качестве активатора сфалерита оксигидроксида меди при цинковой флотации руды Артемьевского месторождения обеспечивает прирост содержания цинка в цинковом концентрате на 10-12%, при этом расход реагента, по сравнению с медным купоросом, снижается в четыре раза.

В АО «ЦНЗМО» на основе нафтеновых кислот синтезирован новый реагент-собиратель для флотации редких и редкоземельных металлов – натриевая соль нафтенгидроксамовых кислот (СНГК). Этот реагент является аналогом широко распространенного реагента – собирателя ИМ-50. Разработанный СНГК успешно прошел опытно-промышленные испытания при флотации редкометальных руд на Акчатауской, Верхне-Кайрактинской и на Белогорской обогатительных фабриках. Данная технология будет использована для осуществления крупного Международного проекта «Создание эффективных технологий обогащения руды и разработка технико-экономического обоснования разработки месторождения Верхнее Кайракты» в рамках Германско-Казахстанского Соглашения о партнерстве в сырьевой сфере.

В рамках Программы «Межгосударственное сотрудничество и международные научно-технические программы и проекты» в 2010-2012 гг. АО «ЦНЗМО» выполнялся проект «Разработка технологии селективного разделения коллективных концентратов с применением новых наномодификаторов и ультрафлотационной аппаратуры». Исследования по проекту проводились при участии научно-разработческой фирмы «Турбофлотсервис» при Институте биокolloидной химии НАН Украины. Это позволило на уникальном технологическом оборудовании моделировать процесс флотационного обогащения минералов свинца, цинка и меди, а также угольных шламов.

В промышленно развитых странах мира, по различным оценкам, от 75 до 100% прироста промышленного производства обеспечивается за счет использования инноваций. Реализация созданных инновационных технологий позволит резко повысить показатели переработки руд Казахстана на стадии обогащения, а также повысить сквозные показатели по извлечению и комплексность в масштабе всего горно-обогатительного металлургического комплекса Казахстана. Их успешная реализация равносильна запуску в эксплуатацию нескольких новых месторождений.

**Г.В. Седельникова**

ФГУП «Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов», г. Москва, Россия

## **АВТОКЛАВНОЕ И БАКТЕРИАЛЬНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ. СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ В ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ**

В настоящее время переработка упорных золотосульфидных руд и концентратов за рубежом осуществляется с применением методов предварительного обжига, автоклавного или бактериального выщелачивания с последующим цианированием. Бактериальное выщелачивание является наиболее простой и менее затратной технологией [1, 2]. В России с 2000 г. в промышленном масштабе применяется только технология бактериального выщелачивания упорных золотосульфидных концентратов на Олимпиадинской золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) ЗАО «Полнос». Трудности с биогидрометаллургической переработкой концентратов Олимпиадинского месторождения [3] (неполное окисление сульфидов, образование большого количества элементарной серы, высокий расход цианида при растворении золота из остатка биовыщелачивания и т.п.) стимулировали развитие в России альтернативной технологии – автоклавного выщелачивания.

Учитывая наличие значительной минерально-сырьевой базы золота в месторождениях с упорными рудами, освоение которых началось в последнее десятилетие, три крупные золотодобывающие компании РФ - ОАО «Полиметалл», Группа компаний (ГК) ЗАО «Петропавловск» и ОАО «Южуралзолото ГК» одновременно готовят к пуску заводы с применением автоклавной технологии извлечения золота.

Амурский автоклавно-гидрометаллургический комплекс (АГМК) ОАО «Полиметалл» мощностью 225 тысяч тонн в год создан для переработки концентратов месторождений Албазино (Хабаровский край) и Майское (Чукотка), вывод его на проектную мощность запланирован на четвертый квартал 2013г.

«Покровский» АГМК ГК ЗАО «Петропавловск» строится на Покровском руднике, куда будут поступать упорные флотационные концентраты от обогащения руд месторождений Маломыр и Пионер (Амурская область).

ОАО «Южуралзолото ГК» ведет строительство ЗИФ мощностью 400тыс.т в год по переработке упорной руды месторождения Березняковское (Челябинская область) и одновременно создает автоклавное производство для извлечения золота.

В свете предстоящего промышленного освоения в России автоклавной технологии переработки упорного золотосодержащего сырья, в данной статье выполнен анализ зарубежного опыта работы предприятий с использованием технологий автоклавного и бактериального выщелачивания руд и концентратов. Проведено сравнение со-

става концентратов, перерабатываемых за рубежом и планируемых к переработке в России, а также проведена оценка перспектив применения в России названных технологий.

Анализ зарубежной практики применения автоклавного и бактериального выщелачивания показывает, что внедрение обеих технологий в промышленность началось примерно в одно и то же время в 1985-1986гг. В последующие годы продолжалось успешное распространение технологий автоклавного и бактериального выщелачивания по всему миру.

Автоклавный метод нашел применение на 13 золотоизвлекательных предприятиях, в т.ч. на 6 предприятиях, где выщелачивают флотационные концентраты, на 7 – исходные руды [4]. Перерабатываемое сырье различается большим разнообразием состава: содержание золота в рудах составляет 3-8 г/т, мышьяка 0-3%, карбонатов от 0,1-15%, серы сульфидной 1-8%. Концентраты характеризуются более высоким содержанием названных компонентов: 30-200 г/т; 0,1-18% и 6-19% соответственно. Отмечается, что некоторые перерабатываемые руды и концентраты содержат органический углерод, который обладает сорбционной активностью, осложняет технологию и обуславливает потери золота. Крупность измельчения руд, направляемых на автоклавное выщелачивание, составляет обычно 80% -0,074 мм, только на одном предприятии применяют более тонкий помол руды –80% -0,022 мм. Концентраты, как правило, измельчают значительно тоньше - 80% -0,037 мм или 80% -0,018 мм и еще тоньше. В обоих случаях температура при выщелачивании находится в основном на уровне 190-220°C. Продолжительность процесса выщелачивания составляет для руд в среднем 50-90 минут, для концентратов – в основном 120 минут, только на одном предприятии – 45 минут. Степень окисления сульфидной серы в рудах составляет 90-98% (четыре предприятия) и 55-85% (три предприятия). При автоклавном выщелачивании концентратов обеспечивается более высокая степень окисления сульфидной серы -95-99%.

Заводы автоклавного выщелачивания золотосодержащей руды имеют большую производительность – от 2300 до 11400т/сутки. Мощность предприятий по переработке концентратов значительно меньше и колеблется от 24 до 2100 т/сутки. В отличие от автоклавного выщелачивания бактериальное окисление используется в основном для переработки концентратов, поскольку биоокисление требует значительно большей продолжительности (100-120 часов, против 2 часов при автоклавном выщелачивании) и, как следствие, требует значительно большего объема аппаратуры.

В настоящее время в мире насчитывается порядка 20 предприятий, использующих бактериальное окисление концентратов. Производительность предприятий чанового бактериального выщелачивания составляет от 40 до 2163 т/сутки.

Концентраты, перерабатываемые на заводах бактериального выщелачивания (Фэйрвью, Сао Бенто, Хамбург, Вилуна и Ашанти), отличаются более высоким содер-

жанием сульфидной серы от 11,4 до 24,9% против 6-19%, чаще до 14-15%) при автоклавном выщелачивании [5]. Основными золотосодержащими сульфидами упорных концентратов являются арсенопирит и пирит, в концентратах Сао Бенто и Ашанти дополнительно присутствует пирротин. Общее содержание сульфидных минералов в рассматриваемых концентратах составляет 36-58,6%, содержание пирротина в концентратах Сао Бенто и Ашанти равно 19 и 12,9 % соответственно. Количество карбонатов колеблется от 4,5 до 9,4%. В некоторых концентратах содержится органический углерод.

Крупность измельчения концентратов, направляемых на биоокисление, обычно составляет 80-95% -0,074 мм, в некоторых случаях 90-95% -0,044мм, т.е. используются более «грубые» концентраты, чем при автоклавном выщелачивании. Продолжительность биоокисления концентратов составляет порядка 96-120 часов.

Считается, что при автоклавном выщелачивании золотосодержащих руд концентратов, как правило, достигается более высокая степень окисления сульфидов (особенно пирита и элементной серы) и, как правило, большее извлечение золота. Однако, повышенное содержание сульфидной серы в концентрате, выше уровня автогенности (примерно 6 % сульфидной серы), осложняет автоклавное выщелачивание. Для поглощения избыточного тепла требуется разбавление пульпы водой и, как следствие, повышение объема аппаратуры и материальных затрат.

Подтверждением сказанному является переход в 1990-1991гг. завода в Бразилии Сао Бенто по автоклавному выщелачиванию концентратов с высоким содержанием сульфидной серы 24,9% на комбинированную технологию, включающую неполное бактериальное выщелачивание сульфидов в течение 24 часов с последующим полным автоклавным довыщелачиванием сульфидов и элементной серы. В результате применения комбинированной бактериально-автоклавной технологии извлечение золота при цианировании остатка автоклавного выщелачивания увеличивается до 95% и выше по сравнению с извлечением золота, равном 90% при прямом автоклавном выщелачивании концентратов. [4] .

Комбинированная технология бактериально-автоклавного выщелачивания была выбрана также компанией Кинросс Гоулд Корпорейшн (Канада) для извлечения золота из пиритно-арсенопиритного концентрата месторождения Олимпас в Греции.

Для решения проблемы эффективной переработки высокосульфидного концентрата Олимпиадинского месторождения, который в настоящее время перерабатывается с применением технологии бактериального выщелачивания [6], выполнены исследования по автоклавному выщелачиванию остатка биоокисления текущего производства Олимпиадинской ЗИФ [3]. Бактериальный остаток с содержанием 6,4% сульфидной серы и 8,9% элементной серы направлялся на автоклавное выщелачивание при температуре 225°C, парциальном давлении кислорода 0,7 МПа и общем давлении 3,25 МПа. Это позволило в практически полностью доокислить сульфиды и элементную

серу, остаточное содержание которых составило 0,2 и 0,5% соответственно. При цианировании остатка автоклавного выщелачивания извлечение золота повысилось до 95-96% по сравнению с 86% при цианировании исходного биокека. Расход цианида снизился с 89 до 3-5 кг/т. Авторы указывают на возможность протекания процесса в автогенном режиме, без подвода тепла извне.

Комбинирование процессов бактериального и автоклавного выщелачивания является весьма перспективным направлением не только применительно к высоко сульфидному концентрату Олимпиадинского месторождения с содержанием серы сульфидной до 23% и более, но и к другим высоко сульфидным концентратам месторождений РФ.

Для подтверждения целесообразности комбинирования процессов бактериального и автоклавного выщелачивания применительно к переработке высоко сульфидных концентратов рассмотрим результаты исследований, выполненных в ФГУП ЦНИГРИ, по бактериальному выщелачиванию упорных золотосульфидных концентратов различного состава.

Анализ вещественного состава более 20 технологических проб концентратов 12 месторождений (Майское, Нежданинское, Олимпиадинское, Албазино, Кючус, Змеиное, Дrajное, Попутнинское, Кутынское, Хатчан, Хатыннах, Пезинок) показывает, что исследованные пробы сильно отличаются по химическому и минеральному составу. Содержание золота в пробах колеблется от 10 до 172 г/т, серы сульфидной от 5,2 до 44%, углерода органического от 0 до 4,5%. Как видим, максимальное значение содержания сульфидной серы в отечественных концентратах (44%) почти в 2 раза превышает аналогичное содержание в концентратах, перерабатываемых на зарубежных биозаводах (25%). Соответственно максимальное значение общего содержания сульфидов в отечественных концентратах также значительно выше - 89,5% против 58,6%. Концентраты четырех месторождений РФ отличаются высоким содержанием сульфидной серы - Олимпиадинское (23%), Нежданинское (26%), Пезинок (26,8) и Попутнинское (44%). Два концентрата месторождений Албазино и Кючус содержат меньшее количество сульфидной серы 5,2-5,7 %, чем требуется для автогенного режима проведения процесса автоклавного выщелачивания. Следовательно, начатая переработка Албазинского концентрата на Амурском автоклавно-гидрометаллургическом комплексе (АГМК) ОАО «Полиметалл» потребует дополнительных затрат на подогрев выщелачиваемой пульпы или добавки концентрата с более высоким содержанием серы для сокращения эксплуатационных расходов.

Планируемый к автоклавной переработке концентрат Кутынского месторождения содержит порядка 11% сульфидной серы и, по-видимому, его выщелачивание должно проходить удовлетворительно.

Высокое содержание сульфидов в концентратах месторождений Нежданинское (79,1%), Олимпиадинское (40,1) Попутнинский (89,5%) и Пезинок (56,4%), обуслав-

ливаает неблагоприятные предпосылки для их прямого автоклавного и бактериального выщелачивания. Проведенные в ФГУП ЦНИГРИ лабораторные, укрупнено-лабораторные полупромышленные испытания (последние для концентратов месторождений Майское, Нежданинское, Олимпиадинское, Пезинок) показали, что бактериальное выщелачивание концентратов в зависимости от содержания сульфидной серы и количества присутствующего пирита протекают по-разному. К легко окисляемым концентратам относятся концентраты месторождений: Албазино и Кутыньское. Продолжительность их биоокисления составляет 80-96 часов. Достигается высокая степень окисления сульфидов (арсенопирита 96-99%, пирита 79-94,8%). Извлечение золота в процессе цианирования остатков биоокисления составляет 97,5-98%. По-видимому, автоклавное выщелачивание этих концентратов должно протекать также хорошо, как и бактериальное. Однако, учитывая легкую окисляемость этих концентратов с применением метода бактериального выщелачивания и значительно меньшую стоимость биопроцесса по сравнению с автоклавным, представляется целесообразным переработка их с использованием биогидрометаллургической технологии.

Концентраты месторождений Майское Змеиное, Дrajное, Ключус, Хатчан, Хатыннах относятся к средне окисляемым, продолжительность их бактериального окисления 96-120 часов, степень окисления арсенопирита составляет 91-99%, пирита 55-93%, извлечение золота при цианировании равно 91-98%. Переработка их может осуществляться методом бактериального выщелачивания.

Биоокисление высоко сульфидных концентратов Олимпиадинского, Нежданинского, Пезинок и Попутнинского протекает довольно сложно и сопровождается резким повышением кислотности (за исключением Олимпиадинского концентрата, в котором содержатся карбонаты), рН снижается до 1,0 и менее, что ингибирует бактерии и требует добавки извести. Даже при продолжительности выщелачивания 120-144 часа не достигается полное окисление сульфидов: степень окисления арсенопирита составляет 95,4- 98,5%, пирита 60-65,8%. Извлечение золота при цианировании кека биоокисления равно 91,3-96%, расход цианида - 6,5-9,5 кг/т концентрата (при условии применения предварительной аэрации кека биоокисления перед цианированием). Учитывая достаточно высокую продолжительность процесса бактериального выщелачивания, невысокую степень окисления пирита и относительно невысокое извлечение золота из концентратов с высоким содержанием сульфидной серы (23-44%), целесообразно рекомендовать для их переработки комбинированную бактериально-автоклавную технологию переработки. Прямое автоклавное выщелачивание названных концентратов, вероятно, также будет малоэффективным и высоко затратным.

Список использованных источников

1. Dew D.W. et all. Genmins commercialization of the bacterial oxidation process for the treatment of refractory gold concentrates. In Randol, Beaver Greece, 93, 1993.

2. Anon, Companies weigh pros and cons of autoclaving, bioleaching. N. Miner, Nov., 1990.
3. Шнеерсон Я.М., Чугаев Л.В., Жунусов М.Т., Маркелов А.В., Дроздов С.В. Автоклавное доокисление твердого остатка биоокисления флотоконцентрата. Цветные металлы. 2012. №6. с.34-37.
4. Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М., Калашникова М.И., Чугаев Л.В. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов /ГОУ ИПО УГТУ-УПИ, 2009. – Т.2.- 612 с.
5. Б.А.Захаров, М.А.Меретуков. Золото: упорные руды. – М.: издательский дом «Руда и Металлы». 2013. - 452 с.
6. Совмен В.К., Гуськов В.Н., Белый А.В. и др. Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера. \_ Новосибирск: Наука, 2007. – 144 с.

***В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина\****

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет», г. Москва, Россия

\*Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия, woda@mail.ru

## **ИННОВАЦИОННАЯ КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ПИРИТНЫХ ПРОДУКТОВ**

К техногенным продуктам, полученным при флотации руд Уральского региона, относятся: пиритные лежалые хвосты; пиритные концентраты и пиритные промпродукты, заскладированные вследствие отсутствия спроса на них, также шлаки, клинкеры, пыли и т.д. медеплавильных заводов и цинковых производств.

В практике флотации руд цветных металлов техногенные пиритные хвосты являются объектом особой экологической опасности в связи с тем, что при фильтрации техногенных вод хвостохранилищ они поступают в грунтовые воды и водные бассейны. Кроме того, при высыхании отдельных участков зеркала хвостохранилищ, естественной дезинтеграции и перемещения под действием ветров, тонкодисперсные частицы продуктов оседают на поверхности земли, попадают в естественные воздушные бассейны, загрязняя их вредными, опасными для растительного и животного мира компонентами. По мнению акад. В. А. Чантурия, К. Н. Трубецкого и др. ученых, хвосты обогащения составляют одну из опасных групп техногенных отходов. Отмечается, что недоизвлеченные при флотации ценные компоненты и, соответственно, накопленные в хвостохранилище, на 35-40% связаны с нераскрытыми сростками; другая часть потерь приходится как на свободные от сростков шламовые, тонкодисперсные частицы наноразмерной и эмульсионной крупности менее 10 мкм, так и на тонкие частицы, представленные сростками рудных и породных минералов, не поддающихся раскрытию даже при сверхтонком измельчении. Их вещественный состав изменяется с образованием новых минеральных фаз, извлечение которых возможно только эффективными химико-металлургическими процессами или иными способами переработки с энергетическим воздействием.

Хвостохранилища являются объектами аккумуляции ценных компонентов с перспективой их последующего извлечения. Рентабельная переработка техногенного сырья возможна при решении технологических вопросов, связанных с выполнением комплекса способов по рациональному складированию отходов и эффективного использования отдельных фракций в соответствии с потребностями экономики, на основе применения новых современных технологий и оборудования с получением товарной продукции высокого качества. Комплексная эффективная переработка техногенных хвостов возможна с использованием малоотходных комбинированных методов переработки, пульпоподготовки, фракционирования, сочетающих гравитацию, флотацию, химико-металлургические процессы, с предварительной концентрацией ценных компонентов, применяя при этом обогатительные приемы, энергетические методы воздействия и другие процессы.

По гранулометрическому составу техногенные пиритные хвосты флотации различных типов руд содержат до 70% класса -20 мкм. Высокое содержание этого класса обусловлено тонким измельчением исходной руды перед селективной флотацией, а также естественной дезинтеграцией техногенных хвостов при длительном их хранении в хвостохранилище. Узкие классы крупности хвостов обогащения имеют неодинаковые химико-минералогические и физико-механические характеристики, которые определяют различные технологические свойства, в связи с чем необходимо из техногенных хвостов выделять узкие классы крупности, для их отдельного обогащения. При фракционировании эффективными являются: процессы тонкого грохочения (например, классификация на грохоте «Derrick») классификация в трехпродуктовых гидроциклонах, предварительное обогащение в короткокonusных гидроциклонах, тонкая классификация в гидроциклонах малого диаметра, разделение в восходящем потоке жидкости с использованием эффекта гидравлической инжекции и др.

Лежалые хвосты (ОАО «Святогор»), как и первичный рудный материал, имеют неоднородный состав. Технологические свойства минералов и компонентов хвостов зависят от размера зерен, их геометрической формы, химического и минерального состава основного вещества, поверхностных пленок и других факторов.

Несмотря на некоторое подобие рудного материала и лежалых хвостов флотации, их различие очевидно прежде всего в изменении крупности, естественной формы, плотности, прочности, состава поверхностных слоев и их свойств, соотношения доли тонкодисперсных, корродированных, метаколлоидных зерен рудных и породных минералов и других фракций крупности.

Прочность сростков зависит прежде всего от крепости минералов, их структуры и т.д. Контрастность свойств вновь образованных разделяемых минералов может быть повышена с использованием многих способов химического, физического, электрохимического и комбинированных видов воздействия [акад. В.А. Чантурия].

Лежалые хвосты обогатительных фабрик используют: для отдельной или со-

вместной переработки с рудным материалом, получения дополнительной продукции и для закладки выработанного пространства шахт (Гайский ГОК, СУМЗ и др.). Хвосты ряда предприятий (Гайский ГОК, Карабашский ГОК, Учалинский ГОК, Бурибаевское РУ и др.) обогащены золотом, для извлечения которого возможно применение различных способов гравитационно-флотационного выделения. В последние годы для доизвлечения металлов из техногенных хвостов, применяя способы селективной флотации разработаны реагентные режимы с использованием различных сочетаний собирателей (В.А. Игнаткина и др.). Но в исследованиях многих авторов по-прежнему основным процессом извлечения золота из упорных руд и техногенных продуктов является применение гидрометаллургических процессов (С.С. Набойченко, И.А. Каковский, Г.В. Седельникова, В.А. Бочаров, И.И. Херсонская, М.И. Манцевич, Л.Н. Крылова, Э.В. Адамов и др.).

Для эффективного флотационного обогащения рудного и техногенного материала важное значение имеет предварительное механическое и физико-химическое воздействие. От гранулометрического распределения полезных компонентов, фазового состава поверхности, электрохимических характеристик сульфидной пульпы, её энергетического состояния, зависит выбор способа разделения минералов. Гравитационные процессы в меньшей степени чувствительны к изменению жидкой фазы и поверхностных свойств минералов. Для гравитации наиболее важна крупность, плотность, геометрическая форма зерен разделяемых минералов, и в меньшей степени состав оксидных пленок поверхности.

На флотацию влияют окислительно-восстановительное состояние пульпы, плотность, рН среды, дисперсность частиц, химический и фазовый состав поверхностных пленок, концентрация флотореагентов в пульпе, температура и другие факторы.

Фракционное выделение минералов с близкими физико-химическими и флотационными свойствами определяется степенью формирования и подготовки пульпы трудноразделяемого продукта к обогащению. Для разделения минералов с неоднородными свойствами необходимая концентрация минералов определяется спектром флотуемости, степенью их перекрытия, флотоактивностью и скоростью флотации фракций разделяемых компонентов (В.Д. Самыгин и др.). Необходимая предварительная классификация материала по крупности является критерием технологической оценки быстро или медленно флотирующихся фракций. Минералы и их модификации, с неодинаковыми технологическими свойствами, выделяют в разных циклах флотации. Например, на Учалинской фабрике медный концентрат выделяют в трех операциях, в которых флотируют по очередности разные сульфиды меди, а цинковый концентрат – в четырех циклах, флотируя разновидности сфалерита. На Гайской фабрике медный концентрат выделяют в двух операциях, флотируя поочередно вторичные и первичные минералы меди, а затем сростки этих минералов с пиритом, сфалеритом и др.; на Среднеуральской фабрике цинковый концентрат получают в двух опе-

рациях, флотируя сфалерит различной модификации и активности; на ОАО «Святогор» медный и цинковый концентрат выделяют в два приема в разных циклах. При обогащении золотопиритных руд, техногенных продуктов (хвостов) с содержанием частиц золота различной крупности, проводят фракционирование по крупности, обогащая каждую фракцию на различных гравитационных аппаратах (отсадка, концентрация на винтовых, центробежных аппаратах, концентрационных столах) или флотируя минералы по степени их активности, одновременно повышая контрастность разделения, применяя сочетания собирателей, модификаторов, подбирая значения рН среды и т.д.

Грансоставы руды и лежалых хвостов на ОАО «Святогор», значительно различаются своими характеристиками. Крепость техногенных хвостов ниже рудного материала: при продолжительности измельчения 10 мин выход класса  $-0,071$  мм в хвостах на 30% больше; при времени 30 мин – выход готовых классов хвостов и руды равнозначны.

Об изменении физико-химических свойств лежалых хвостов свидетельствует наличие в пульпе окислительно-восстановительных процессов. Водная вытяжка хвостов имеет кислую реакцию (рН 4,2-5,2); с увеличением времени кондиционирования и выхода тонкого класса  $-0,071$  мм до 90% кислотность среды стабилизируется до значения рН 5,1, вследствие восстановления окисленных форм серы металлическим железом мельниц и шаров и катионами двухвалентного железа. Состав восстановленной серы: элементной, сульфидной, тиосульфатной, полиитионатной и др. сложных форм, зависит от рН среды. Изучено распределение окисленных форм по продуктам флотации.

Определены окисленные формы серы, основными и наиболее устойчивыми являются тиосульфат-ионы и полиитионаты.

Ионный состав в головной и хвостовых камерах флотации неодинаков. Концентрация суммы ионов  $HS^-$ ,  $S_2O_3^{2-}$ ,  $SO_3^{2-}$  и других форм в пульпе с сернистым натрием при рН  $> 12$  снижается в 1,5-2 раза, концентрация  $S_2O_3^{2-}$  практически не изменяется. В реальных пульпах процессы окисления наиболее развиты в операциях измельчения. Концентрация наиболее устойчивых тиосульфатных ионов может составлять 1000 мг/л и более. В оборотной воде она может быть еще больше и зависит от соотношения в руде и хвостах первичных и вторичных минералов меди, содержания пирита, пирротина и других сульфидов. В оборотной воде ОАО «Святогор» концентрация тиосульфатных ионов значительно ниже, что объясняется поступлением в хвостохранилище стоков сернокислотного производства, промывной воды от грануляции шлаков, которые повышают концентрацию сульфатных ионов до 2000 мг/л и более, при этом уменьшается концентрация других ионов.

Исследования образцов сульфидных минералов на спектрометре фирмы Physical Electronics показали, что на необработанных образцах минералов обнаружены по-

верхностные сложные оксидные пленки. На спектрах в образцах пирита и халькопирита обнаружены оксиды и различные сульфатные группы. Изученные образцы минералов по степени окисления располагаются в ряду:  $\text{CuFeS}_2 > \text{FeS}_2 > \text{ZnS}$ , что согласуется с ранее установленным другими исследователями рядами. Флотационная способность минералов изменяется в обратном порядке.

Проведены исследования по изучению состава хвостов обогащения и изысканию возможных способов их переработки с извлечением цветных металлов и золота в товарный продукт. Исследования по фракционированию, концентрированию ценных компонентов, выполнены с использованием гравитационных и флотационных методов с предварительным повышением контрастности свойств разделяемых сульфидных минералов. Гранулометрический анализ лежалых хвостов показал, что значительная часть золота сосредоточена в гравитационных крупных классах. Большая часть зерен золота имеет уплощенную форму, для которых эффективными могут быть винтовые шлюзы. Содержание класса  $-0,041$  мм в 1,5 раз больше, чем в рудном материале, который может быть частично извлечен на центробежных концентраторах и концентрационных столах, а оставшаяся часть – флотацией.

Сравнение результатов обогащения лежалых хвостов по комбинированной, гравитационно-флотационной и флотационной схемам показало, что по флотационной схеме извлечение золота меньше на 20% (абс.). Собиратели серии «Берафлот», М-ТФ в сочетании с ксантогенатом на основе дитиофосфатов и тионокарбаматов обеспечивают наибольшее извлечение золота.

Исследованы условия флотации минералов меди и цинка, которые представлены первичными, вторичными сульфидами и окисленными формами. Большая часть сфалерита активирована катионами меди. Пирит в основном тонкокристаллический в сростании с сульфидами меди и цинка, а также коррозированный, шламистый и колломорфный.

Изучено влияние модификаторов: солей сернистой кислоты, диоксида серы, сернистого натрия, сульфата и тиосульфата натрия и других на изменение ионного состава жидкой фазы и поверхности минералов; устойчивость депрессирующих ионов: сульфаты, тиосульфаты и др. зависит от значений рН среды.

Флотуемость пирита, его флотоактивность зависит от соотношения породных и сульфидных минералов. Из вкрапленных руд процесс селективной флотации более стабилен, чем из колчеданных руд, получаемые концентраты цветных металлов являются высококачественными. На качество концентратов влияет степень раскрытия сростков пирита с сульфидами и породными минералами, и золотосодержащими минеральными ассоциациями. После доизмельчения песковой фракции пиритного продукта распределении меди, золота и серебра благоприятно для гравитационного извлечения класса  $+0,074$  мм, выход которого составляет около 50%. Крупные классы могут быть достаточно эффективно извлечены на винтовых сепараторах, шлюзах в

сочетании с отсадочными машинами. Золото из класса  $-0,074$  мм с выходом около 50% можно извлекать на центробежных концентраторах и флотацией.

По результатам исследований рекомендована схема обогащения песковой фракции лежалых хвостов, включающая предварительное обогащение на короткоконусных гидроциклонах и комбинированное многостадийное гравитационно-флотационное выделение частиц золота различной крупности. Применяя каскад гравитационных аппаратов в соответствии с крупностью частиц золота и сочетание композиции селективных собирателей для флотации тонких частиц золота, можно достаточно полно золото из техногенных хвостов извлекать без применения химико-металлургических методов. Наиболее высокие показатели флотации получены с использованием сочетания модифицированного дитиофосфата, М-ТФ и бутилового ксантогената. Извлечение золота в коллективный сульфидный продукт из пиритных хвостов с содержанием золота 1,2 г/т, меди 0,6% составляет 59,1% и 78,8% соответственно, при концентрации золота 4,5 г/т. Условия и режим селективной флотации хвостов гравитации требуют тщательного изучения, т.к. разделяемые минеральные компоненты весьма близки по своим флотационным свойствам. Результаты обогащения улучшаются с использованием энергетических воздействий на отдельные фракции сульфидного техногенного продукта, например: аэрационная, тепловая, окислительно-тепловая, магнитно-импульсная обработка и другие интенсивные приемы.

Наиболее полное комплексное использование техногенных хвостов и пиритных концентратов возможно только в комбинированных схемах с применением химико-металлургических процессов.

В зарубежной практике чаще применяют хлорирующий обжиг с последующей флотацией, или хлоридовозгонный обжиг в кипящем слое и гидрометаллургией хлоридов металлов из газовой фазы.

#### Выводы

1. Комплексная переработка техногенных пиритных продуктов и хвостов флотации является перспективным резервом дополнительного получения цветных и благородных металлов в виде товарных концентратов и значительно улучшает экологическую ситуацию в районе предприятий.
2. Изменение физико-химических свойств минералов в условиях хвостохранилища вызывает необходимость создания новых комбинированных технологий на основе использования методов дезинтеграции, предварительной фракционной концентрации ценных компонентов, применения энергетических способов воздействия, синтеза и выбора селективных флотореагентов, особенно сочетания собирателей.
3. Предложена разработанная принципиальная технологическая схема, позволяющая выделять золото-медный и золото-пиритный продукты, которые могут быть переработаны по химико-металлургическим технологиям, а медно-цинковые

продукты – по классической схеме коллективно-селективной флотации с использованием селективных сочетаний флотореагентов.

***В.Г. Литвиненко, А.А. Морозов, В.П. Мязин\****

ОАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение», г. Краснокаменск, Россия; LitvinenkoVG@ppgho.ru, MorosovAA@ppgho.ru

\*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия, Myazinvpchita@mail.ru

## **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УРАНОВЫХ РУД СТРЕЛЬЦОВСКОЙ ГРУППЫ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Предприятия по добыче и переработке урановых руд, созданные в СССР в послевоенный период решали одну главную задачу: выпуск максимально возможного объема урановых концентратов в кратчайшие сроки. По мере удовлетворения потребностей энергетического и оборонного комплексов рудоперерабатывающему комплексу ставились новые задачи: сначала повышение извлечения урана из рудного сырья, затем улучшение качества готовой продукции. В современных условиях главным направлением совершенствования технологии производства природного урана стало уменьшение себестоимости готовой продукции, которое может быть достигнуто внедрением новых технологических схем и совершенствованием их аппаратного оформления.

Проектная схема гидрометаллургической переработки уранового сырья на ГМЗ ОАО «ППГХО» включала дробление руды в щековых дробилках до класса -200мм, двухстадиальное мокрое измельчение дробленой руды до тонины помола -0,1мм, сгущение полученной рудной пульпы до плотности 1300-1500 г/дм<sup>3</sup>, сернокислотное выщелачивание урана в пачуках с воздушным перемешиванием, при температуре 60-65°С, остаточной кислотности в жидкой фазе 10-15 г/м<sup>3</sup>, с добавлением в качестве окислителя природного диоксида марганца, нейтрализацию выщелоченной пульпы известняком до рН ~2,5, сорбционное извлечение урана анионообменными смолами, десорбцию урана с насыщенного анионита, экстракционную перечистку элюатов с прокалкой реэкстрагированных кристаллов уранилтрикарбоната аммония, с получением в качестве готовой продукции закись-окись урана, содержащая более 99,98% основного вещества.

Анализ себестоимости переработки урановых руд показал, что значительный вклад в нее вносят затраты, связанные с высоким расходом реагентов на операции выщелачивания урана из рудных пульп: серной кислоты (растворителя) и пиролюзита (окислителя).

Расход серной кислоты при выщелачивании обусловлен химическим взаимодействием со следующими составляющими рудного сырья: CaO, CaCO<sub>3</sub>, MgO/ MgCO<sub>3</sub>, FeO? Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, UO<sub>2</sub>, UO<sub>3</sub>, MnO<sub>2</sub>, кроме того серная кислота используется на создание из-

быточной кислотности в жидкой фазе пульпы, которая для проектного режима составляла 10-15 г/дм<sup>3</sup>.

Таким образом, при соотношении твердой и жидкой фаз в выщелачиваемой пульпе 1:2 на создание избыточной кислотности расходуется 20-30 кг/т серной кислоты, для нейтрализации которой перед сорбцией требуется эквивалентное количество известняка.

Проведенными исследованиями было установлено: при снижении избыточной кислотности с 12,5 г/дм<sup>3</sup>, что соответствует значению рН  $\approx$ 1,2, до 1,0 г/дм<sup>3</sup>, что соответствует значению рН  $\approx$ 2,5, содержание урана в твердой фазе пульпы после выщелачивания возрастает сравнительно на небольшую величину – с 0,007% до 0,011%, и в денежном выражении они с избытком компенсируются экономией расхода серной кислоты.

Предложенная схема выщелачивания руд при пониженной избыточной кислотности была внедрена на ГМЗ объединения в 1996г. и обеспечила снижение удельного расхода серной кислоты на 30%.

Дальнейшим этапом совершенствования схемы агитационного выщелачивания урановых руд стала разработка способа, включающего деление исходной рудной пульпы на 2 потока, обработку головного потока составляющего 35-70% от всего объема растворами серной кислоты при рН 2-4.2 с переводом в жидкую фазу, содержащегося в руде железа, смешение этого потока с оставшейся частью исходной рудной пульпы, окисление растворенного железа в трехвалентную форму кислородом воздуха, подаваемого на перемешивание в пачуки выщелачивания, введение в объединенную пульпу серной кислоты и диоксида марганца и выщелачивание урана при значениях в выщелоченной пульпе рН 1,5-2,5 и окислительно-восстановительного потенциала ОВП  $\geq$  450 мВ. Разработанный способ был внедрен на ГМЗ в 2000 г. и обеспечил снижение расхода диоксида марганца на 40%.

В условиях снижения содержания урана в рудах большое практическое значение приобретает метод кучного выщелачивания (КВ). Весь объем добываемых товарных руд, сортируют по содержанию: руды с содержанием урана  $\geq$  0,1% направляют на переработку с тонким измельчением сырья, а руды с содержанием урана  $\leq$  0,1% направляют на КВ.

Переработку беднобалансовых руд методом КВ осуществляют на предприятии с 1996 г. по следующей схеме.

На гидроизолированном основании площадки, расположенной на территории, входящей в промышленную зону ГМЗ, формируются рудные штабели высотой 10м. На поверхности штабеля монтируется система орошения, через которую подается слабый раствор серной кислоты. В процессе дренирования сернокислотного раствора через слой руды происходит растворение урана, продуктивные растворы выщелачивания собираются и откачиваются на сорбционный передел ГМЗ.

Сорбция урана осуществляется в сорбционно-напорных колоннах (СНК), десорбция – в аппаратах основной гидрометаллургической цепочки. Маточники сорбции после доукрепления по серной кислоте направляют на повторное орошение рудного штабеля, товарный регенерат – на экстракционную перечистку.

Применение метода КВ обеспечивает значительное снижение себестоимости, поскольку в этом способе исключаются операции измельчения сырья, значительно снижаются удельные расходы реагентов.

В различные периоды на нашем предприятии были проведены опытно-промышленные работы (ОПР) по блочному подземному выщелачиванию (БПВ) урановых руд на месте их залегания.

Испытания проводились на нескольких специально подготовленных блоках, отличающихся друг от друга горнотехническими и горно-геологическими условиями показали принципиальную возможность и целесообразность применения БПВ на участках, прежде всего в случаях полной загрузки рудоподъемных мощностей шахтных стволов как способа увеличения производительности уранодобывающего комплекса, либо для доработки остаточных запасов после выемки основных объемов урановой руды традиционным способом.

Следующим техническим решением, обеспечившим существенное снижение затрат на переработку руд явилось внедрение в 2006г. метода покусковой сортировки бедных по содержанию урана руд рентгенофлуоресцентными сепараторами СРФ2-150 и СРФ2-300.

После внедрения рентгенорадиометрической сепарации технологическая схема переработки бедных по урану руд включает в себя следующие операции.

Вся поступающая на переработку беднобалансовая руда проходит через операцию грохочения, где разделяется на три потока: шламы крупностью -5мм (обогащенные по урану) направляются в основную цепочку гидрометаллургии переработки богатых руд, руда с крупностью -40+5 мм (с содержанием урана близким к содержанию в исходной беднобалансовой руде) выводится на переработку на установку КВ беднобалансовых руд, руда машинных классов -200+80мм и -80+40мм поступает на сепараторы СРФ.

Продуктами обогащения являются «хвосты» с содержанием урана  $0 \leq 0,13\%$ , выводимые из технологии переработки и концентрат, направляемый в гидрометаллургическую цепочку богатых руд.

Таким образом, разработанные и внедренные по отдельности технические усовершенствования выстроились в комплексную горно-химическую технологию, обеспечивающую оптимальное сочетание методов классической гидрометаллургии, кучного и подземного выщелачивания, рентгенорадиометрического обогащения, что обеспечило снижение себестоимости получаемой закиси-оксида урана.

Меняя граничные значения содержаний урана, по которым делятся рудные по-

токи можно гибко реагировать на изменение цен на готовую продукцию, материалы и реагенты, с целью достижения максимальной экономической эффективности производства оксидов природного урана.

**Т.С. Юсупов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева СО РАН, г. Новосибирск, Россия; yusupov@uiggm.nsc.ru

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ В ПРОЦЕССАХ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ГЕОМАТЕРИАЛОВ\***

Измельчение как метод раскрытия сростков с обнажением межзеренных границ является ключевым моментом в обогащении твердых полезных ископаемых. Особенно велика роль измельчительных операций при освоении тонковкрапленных и техногенных руд.

Трудная обогатимость первых определяется потребностью более тонкого их измельчения до 40-50 мкм и часто ниже, а вторых необходимостью перехода к измельчителям с более высоким энергетическим воздействием на минеральные вещества ввиду повышенной механической прочности зон срастания рудных и породообразующих минералов в тонкодисперсном состоянии.

Из подобных объектов, как известно, около 30% целевых минералов теряется в виде неразделяемых частиц шламовой крупности, а еще порядка 30% все еще остается в виде нераскрытых сростков.

Усилия исследователей последних десятилетий были направлены на предварительное разупрочнение минеральных сростаний с помощью таких нетрадиционных энергетических воздействий как электрохимическая обработка, поток ускоренных электронов, электроимпульсная и магнитно-импульсная обработка, мощные электромагнитные импульсы и другие, после которых эффективность раскрытия сростков при измельчении заметно увеличивается [1].

В данной работе управление селективностью диспергирования достигалось введением в процесс измельчения ПАВ [2, 3]. В основе данных исследований лежит широкоизвестный в науке эффект Ребиндера, основанный на явлении снижения прочности твердых тел при действии ПАВ [4].

Согласно [4] действие ПАВ состоит в ослаблении связей поверхностных атомов между собой, снижении поверхностной энергии и уменьшении энергии образования зародышевых микротрещин, а в итоге магистральных и трещин разрушения. Поверхностно-активное вещество, проникая в устье трещин и адсорбируясь на их поверхно-

---

\* Работа выполняется при поддержке РФФИ проект № 12-05-00718

сти, препятствует смыканию трещин. Данный эффект носит кинетический характер, основное условие интенсификации диспергирования состоит в создании условий, препятствующих смыканию трещин.

При применении шаровых мельниц периоды энергетических воздействий на твердые тела чередуются с периодами отдыха и трещины успевают сомкнуться. В этом, видимо, главная причина неэффективности действия ПАВ при диспергировании в шаровых мельницах, имеющая место в ряде публикаций.

В наших работах при изучении действия ПАВ применялась центробежно-планетарная мельница типа М-3, в которой создаются высокие частоты механических воздействий (1000 об/мин), способствующие эффективному проникновению ПАВ в трещины. При этом следует учитывать, что величина энергетических воздействий должна быть достаточной для образования микротрещин между зернами минералов, но не приводить к переизмельчению руды и снижению разделительного эффекта.

При измельчении в мельнице М-3 введение ксантогената, рассматриваемого в данном случае как понизителя прочности минералов, повышает выход фракции  $-0.044$  мм на 1,6-2,8%. Данные опыты повторялись 2-3 раза и в каждом случае при измельчении в центробежном измельчителе подтверждалось преимущество присутствия ксантогената, в то время как в гравитационной мельнице различий в выходе фракций крупности от действия флотореагентов не установлено.

Наряду с бутиловым исследовались также этиловый, амиловый и пропиловый ксантогената, но последние оказались менее эффективны, т.е. флотационная активность реагента совпадает с проявлением свойств как интенсификатора измельчения.

Таким образом, положительное действие ПАВ может определяться частотой механических воздействий, деформированием структуры кристаллов и взаимодействием органических веществ с атомами минерала. При этом расклинивающее усилие в трещинах  $P$ , представляющее собой разницу поверхностных энергий твердое-воздух  $\sigma_{т-в}$  и твердое – жидкость должно возрастать и интенсифицировать разрушение.

Наибольший эффект при центробежном измельчении габбро-диоритовой руды Норильского месторождения (рудник Маяк) был получен при сухом процессе. Введение в операцию диспергирования олеиновой кислоты при расходе 5 кг/т позволило сократить выход частиц с размерами менее 10 мкм до 40%, что рассматривается как возможность существенного повышения показателей обогащения.

При тонком измельчении как правило в той или иной мере имеет место аморфизация структуры, приводящая к гидрофилизации поверхности и нивелированию селективности в сорбции органических веществ различными минералами, что снижает эффект делимости руды.

Поэтому важной задачей является разработка процессов малодефектного или даже бездефектного измельчения. Центробежный помол в воздушной среде сопровождался значительной аморфизацией структуры компонент данной руды, о чем свиде-

тельствует снижение интенсивности рефлексов и даже их исчезновение на рентгенограммах.

Добавка в среду измельчения олеиновой кислоты также в количестве 5 кг/т приближает картину дифрактограмм к данной характеристике исходной пробы, что объясняется меньшим дефектообразованием при пластических деформациях структуры в присутствии ПАВ, уменьшение дозировки ПАВ существенно снижает эффект.

В основе описанных процессов лежит известный в физико-химической механике эффект смазки контактирующих точек и поверхностей.

Очередной задачей является также обоснование и подбор оптимальных органических реагентов, отвечающих изучаемым задачам.

Особо перспективно использование ПАВ при раскрытии сростков техногенного сырья, механическая прочность которых, как уже отмечалось, значительно выше исходных объектов.

При решении подобных задач следует ориентироваться на измельчители повышенной энергонапряженности – центробежные, планетарные, вибрационные и дезинтеграторы.

*Список использованных источников*

1. Чантурия В.А.. Перспективы устойчивого развития горноперерабатывающей индустрии России. Горный журнал, 2007, № 2, с. 2-9.
2. Юсупов Т.С., Кириллова Е.А. О технологических возможностях поверхностно-активных веществ при тонком измельчении руд. ФТПРПИ. 2010, № 5, с. 99-104.
3. Юсупов Т.С., Кириллова Е.А. Регулирование структурно-химических свойств минералов с использованием поверхностно-активных веществ при тонком измельчении в центробежных мельницах. Химия в интересах устойчивого развития. 17(2009), 521-525.
4. Ребиндер П.А.. Избранные труды. Физико-химическая механика. М. Наука, 1979.

***И.В. Шадрунова, Е.В. Зелинская\*, Н.А Волкова\*\*, Н.Н. Орехова\*\*\****

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия; shadrunova\_@mail.ru

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования национальный исследовательский «Иркутский государственный технический университет», г. Иркутск, Россия; zelinskaelena@mail.ru

Уральская горно-металлургическая компания, г. Верхняя Пышма, Россия

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет», г.Магнитогорск, Россия, n\_orehova@mail.ru

**ОЦЕНКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПРИРОДНО-ТЕХНОГЕННЫХ ВОД КАК ОСНОВА ДЛЯ РАЗРАБОТКИ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ИХ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ**

Проблема комплексного использования минеральных ресурсов становится все более актуальной и требует поиска и разработки новых методов, путей и форм реше-

ния. Выделяющиеся в обогатительном, металлургическом, химическом и других производствах отходы в виде шламов, пылевых выделений, газов, загрязненных стоков не только уносят с собой тысячи тонн ценных полезных ископаемых: марганца, железа, серы, ванадия, меди, цинка, германия и т.д., но и оказывают вредное воздействие на все компоненты природной среды, на производственные фонды и непосредственно на здоровье людей.

Таким образом, расширение границ использования минеральных ресурсов как путем повышения полноты и комплексности их извлечения из недр, так и за счет освоения нетрадиционных видов полезных ископаемых - актуальная задача современности. Одним из наиболее перспективных направлений является наиболее полное вовлечение в переработку техногенных ресурсов, к которым можно отнести и природно-техногенные воды.

На целесообразность их переработки указывают примеры эффективной добычи из них во многих странах поваренной соли, йода, брома, калия, магния и других полезных компонентов.

Особенно велико значение "жидких руд" и техногенных вод для получения редких металлов (лития, рубидия, цезия и др.), масштабы использования которых во многом определяют темпы развития ряда производств. Однако поликомпонентный состав природно-техногенных вод используется ещё далеко не полностью. Потребность общества и промышленная ценность металлов определяют развитие исследований, направленных на изучение и освоение природно-техногенных вод, а именно совершенствование методов поисков, разведки и оценки эксплуатационных запасов гидроминерального сырья; изучение и оценку ресурсного потенциала природно-техногенных вод; разработку технологических схем извлечения из подземных вод промышленно-ценных компонентов; создание и внедрение малоотходных технологий их переработки, обеспечивающих охрану окружающей среды.

Одно из основных направлений решения проблемы эффективной переработки таких вод - теоретическое обоснование возможности селективного извлечения максимального числа компонентов и внедрения в производство комплексных технологических схем. Проблема потери ценных компонентов с природно-техногенными водами характерна для всех регионов. Так с техногенными водами и не утилизируемыми шламами станций очистки теряется значительное количество металлов на горных предприятиях цветной металлургии Южного Урала. По нашим оценкам суммарная масса меди и цинка, мигрирующая с основными техногенными потоками Учалинского, Гайского, Бурибаевского ГОКов и Медногорского МСК, составляет более 2,2 тыс. т/год меди и более 3,3 тыс. т/год цинка.

Ряд техногенных потоков медно-цинковоколчеданных месторождений имеют очень высокие концентрации металлов вплоть до граммовых количеств, и значительные объемы (подотвальные до 109 м<sup>3</sup>/ч, шахтные 46-605 м<sup>3</sup>/ч). Все это в совокупности позволяет классифицировать данные сточные воды как гидроминеральное сырье, и

обуславливает необходимость их ресурсовозобновляющей переработки.

Аналогичная ситуация складывается в регионе Восточной Сибири, где попутные воды, как изливающиеся на поверхность при разработке месторождений твердых полезных ископаемых, так и извлекаемые попутно при вскрытии нефтяных пластов и добыче газа, обогащены значительно редкими металлами. Дренажные соленые, сильно соленые воды и рассолы откачиваются скважинами, но до настоящего времени не находят применения и с общим стоком сбрасываются в речную сеть, на ландшафты или, в лучшем случае, закачиваются обратно в подземные горизонты. В результате наносится огромный вред рыбным запасам водных бассейнов, запасам пресных поверхностных вод, происходит засоление почв, нарушение мерзлотного режима и т.д. В настоящее время, например, минерализация р. Коршунихи вблизи Коршуновского железорудного месторождения в Иркутской области примерно в 10-15 раз превышает ПДК.

В данной работе мы преследуем цель изучения перспектив рационального использования природных, в частности, подземных вод в народном хозяйстве.

Информация о водах для оценки целесообразности вовлечения их в переработку, оценки потенциала получения дополнительных металлсодержащих продуктов и разработки технологии комплексного использования: расход вод; рН, ОВП; компонентный состав, концентрации металлов, преобладающий анионный фон. Для выбора технологии переработки с селективным извлечением металлов важным является значение концентраций металлов образующих нерастворимые соединения (гидроксиды, сульфиды) при близких значениях рН; реакционная способность катионов преобладающих в микрокомпонентном составе, преобладающая валентная форма железа, соотношение концентраций извлекаемых металлов.

Для природно – техногенных вод рассольной концентрации была предложена технологическая классификация. Целью классификации является установление подгрупп рассолов, характеризующихся совокупностью свойств, определяющих их использование в технологических процессах для извлечения содержащихся ценных компонентов. Было показано, что минерализация рассолов и концентрации компонентов определяют структурно- химические свойства рассолов. В условиях изменения структуры раствора под действием входящих в него ионов, последние проявляют различную склонность к гидратации. Это определяет механизм их участия в технологических процессах и возможность извлечения в самостоятельные продукты. Классификационным признаком является совокупность физических, физико-химических и структурных свойств рассолов. В основу классификации рассолов положены следующие характеристики: форма нахождения компонентов в рассоле (ионная, ассоциированная); обводненность рассолов; преимущественное состояние растворителя (воды) в рассолах: связанная (гидратная) или свободная вода; упорядоченность или разрушение структуры растворителя; гидратация или дегидратация ионов в рассоле; активность растворителя (воды); изменение энтропии растворителя; изменение вязко-

сти рассолов.

На основании расчета количественного соотношения форм нахождения компонентов, а также их коэффициентов активности можно прогнозировать возможность разделения элементов в технологических процессах, в частности при их флотационном извлечении. Основными показателями при этом являются произведения растворимости и константы нестойкости соединений компонента с ПАВ при заданных теоретических значениях извлечения, обеспечивающих рентабельность производства. Это обусловлено тем, что как показали проведенные исследования, одним из основных факторов эффективности разделения металлов с близкими свойствами, например, в процессе флотации, является различие в их концентрации, активности и формах нахождения в водах. Это влечет за собой разницу в произведениях растворимости их соединений (сублатов) с поверхностно-активным агентом.

Образующиеся при эксплуатации медно-цинковоколчеданных месторождений Южного Урала рудничные и подотвальные воды в зрелой стадии техногенеза имеют низкое значение pH, обусловленное присутствием свободной серной кислоты, и высокие концентрации ионорастворенных тяжелых металлов. Вблизи рудных тел, залегающих среди туфогенных пород кислого состава, под влиянием окисляющихся сульфидов формируются кислые (pH 3,6–4,3) почти исключительно сульфатные воды (до 96%  $\text{SO}_4^{2-}$ ) с минерализацией до 8–12 г /дм<sup>3</sup>, пестрого катионного состава с концентрациями меди и цинка достигающими соответственно 0,49 и 0,51 г/дм<sup>3</sup>. Соотношение концентраций меди и цинка находится в диапазоне 4,9-0,88. Воды естественного выщелачивания представляют собой высокоминерализованные сильнокислые (pH 1,7-3,2) сульфатные рассолы многокомпонентного состава и содержат до 1,1 г/дм<sup>3</sup> меди и до 1,8 г/дм<sup>3</sup> цинка. Соотношение концентраций меди и цинка находится в диапазоне 2,27-0,32. Концентрация железа в подотвальных водах достигает нескольких граммов в литре. Преобладает 2х валентная форма железа.

Парный корреляционный анализ связи катионов металлов в локализованных потоках шахтных и подотвальных вод по выборке включающей ежемесячные наблюдения за 6 лет показал, что между концентрацией меди и цинка наблюдается умеренно устойчивая взаимозависимость ( $r=0,41-0,61$ ).

Технологические свойства вод непосредственно связаны с реакционной способностью извлекаемых компонентов, обуславливающих возможность селективного их извлечения экономически целесообразными методами. Реакционная способность компонентов непосредственно связана с формой его нахождения в воде.

Результаты исследований показывают, что в техногенных водах горных предприятий Южного Урала медь и цинк могут присутствовать в ионорастворенной форме в виде свободных ионов и комплексных соединений, сорбционно-связанной с гидроксидами железа и силикатами или в форме гидроксидов. Наименее распространённой является органическая форма. Для селективного извлечения металлов их присут-

ствии в растворенной форме является оптимальным.

К ухудшению технологических свойств потоков с точки зрения извлечения металлов в селективные металлсодержащие продукты приводит смешение вод, с различным значением рН и аккумуляция вод с хранением их более суток. Оба приема способствуют переводу части ионорасворенных металлов во взвешенную форму в первом случае по типу щелочного геохимического барьера, а во втором за счет окисления Fe(II) в Fe(III) с последующим образованием гидроксида трехвалентного железа и адсорбции на образующихся коллоидах ионов цветных металлов. Так при смешении одинаковых объемов двух проб шахтных вод с подотвальной концентрация меди и цинка в фильтрате объединенной пробы оказалась соответственно на 17,2 и 5,43 мг/дм<sup>3</sup> меньше, чем в фильтрате наиболее щелочной пробы шахтной воды. Снижению концентрации меди, цинка и железа в фильтрате пробы шахтных вод через сутки хранения в открытой емкости снизилось без существенного изменения рН соответственно на 7,2; 2,5 и 21,4% от концентрации металлов в фильтрате свежесобранной пробы. Такой анализ изменения содержания форм нахождения металлов в транспортно-аккумулятивных потоках позволяет говорить о схемах водоотведения как доминантном факторе сохранности в техногенных водах металлов в технологически извлекаемых формах.

Эффективно перерабатывать техногенные воды с извлечением металлов можно путём применения комплексных схем, включающих как традиционные методы очистки, так и гидрометаллургические приемы переработки растворов. Основной принцип – каждый метод должен быть применён для «своей» операции, на которой он обеспечивает максимальную эффективность и позволяет получить утилизируемый дополнительный продукт. Рентабельная для извлечения меди и цинка в селективные продукты концентрация металлов в потоке рассчитанная из условия компенсации эксплуатационных затрат на гидролитическую очистку стоимостью извлеченного металла, с учетом двухстадиального осаждения принята нами для  $C_{Cu}$  более 100 мг/дм<sup>3</sup>,  $C_{Zn}$  более 250 мг/дм<sup>3</sup>. Эти цифры могут являться ориентировочными для принятия решения о разработке технологии переработки вод с направленным извлечением металлов в стадии предочистки потока.

Таким образом, кислые металлоносные техногенные воды медно-цинковых горно-металлургических предприятий в зрелой стадии техногенеза при их локализации являются *специфическим гидроминеральным сырьём*, содержащим металлы в *технологически оптимальной ионорасворенной форме*, характеризующимся высокой сезонной качественно-количественной изменчивостью при умеренно устойчивом соотношении концентраций меди и цинка.

Вовлечение гидроминерального сырья в переработку должно базироваться на сохранении металлов в технологически оптимальной форме при их транспортировке и аккумуляции с последующим целенаправленным *формированием потоков* в соответствии с количественно-качественными показателями: рН, концентрацией и основ-

ных компонентов. Значительные объемы промышленного комплексного использования природно-техногенных вод за рубежом, высокие содержания в них промышленно-ценных компонентов, а также современный уровень изучения их технологических свойств дает нам основание рассматривать природно-техногенные воды как самостоятельный потенциальный гидроминеральный сырьевой источник.

***В.В. Щипцов, Л.С. Скамницкая, Т.П. Бубнова, Р.А. Хазов***

Федеральное государственное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, г.Петрозаводск, Россия; shchipts@krc.karelia.ru

## **КОМПЛЕКСНАЯ ОЦЕНКА ПОТЕНЦИАЛА МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ ДОКЕМБРИЙСКОГО ЩЕЛОЧНОГО МАГМАТИЗМА КАРЕЛИИ**

Минерагенические особенности щелочных магматических формаций, включая докембрийские щиты, определяются многообразием руд и промышленных минералов в одном массиве.

На Фенноскандинавском щите имеют широкое распространение рудоносные формации ультраосновных-щелочных пород и карбонатитов докембрийско-палеозойского возраста. В сферу интересов попадают и щелочные комплексы палео- и мезопротерозоя Карелии.

К одному из таких примеров относится палеопротерозойский Тикшеозерско-Елетьозерский комплекс. Он объединяет два пространственно сближенных массива, связанных формированием с единым мантийным источником, но для Тикшеозерского массива интрузивный очаг предполагается более глубинным.

Елетьозерский массив представляет собой эллипсообразное концентрически-зональное тело. Площадь составляет около 100 км<sup>2</sup> с размерами по длинной оси 18-20 км и короткой – 6-8 км. Выявлено, что большая периферическая часть массива сложена габброидами, центральная часть – щелочными и нефелиновыми сиенитами. В керне нескольких скважин зафиксированы брекчии взрыва с карбонатным цементом, а также жила эгирин-амфиболовых карбонатитов. По условиям формирования весь массив является сложным многофазным плутоном длительного развития. (Богачев и др., 1963).

В составе Елетьозерского пироксенит-габбро-щелочного магматического комплекса выделен рудный участок Суриваара (или Восточное рудное тело). Здесь были обнаружены и опробованы несколько залежей, представленные ильменитом и титансодержащим магнетитом. Они сложены рудными оливиновыми крупнозернистыми и мелкозернистыми габбро, перидотитами и пироксенитами. По содержанию диоксида титана руды подразделяются на три сорта: 1 сорт – выше 12% TiO<sub>2</sub>; 2 сорт – 8-12%; 3

сорт – 5-8%.

К рудам с содержанием полевого шпата 25% применен гравитационный метод обогащения. Разделением на концентрационном столе получены черновые концентраты, содержащие более 24,3%  $TiO_2$  из легкообогатимых руд, из труднообогатимых - не более 18%  $TiO_2$ . Руды, где преобладает оливин или амфибол, успешно обогащаются методом магнитной сепарации.

Нами также разработана принципиальная схема комплексного обогащения титан-содержащих руд. Она включает дробление до 15мм, сортировку для удаления пустой породы, доизмельчение, магнитную сепарацию в слабом поле с шестью перемывками для выделения титаномагнетита, обесшламливание по зерну 0,02мм, гравитационное обогащение для выделения ильменита и магнитную сепарацию в сильном поле для выделения оливина и других слабомагнитных минералов и их сростков.

Такая схема переработки позволяет использовать руду комплексно и является щадящей для экологии, так как исключает использование флотации.

В центральной части Елетьозерского массива значительную площадь занимают нефелиновые сиениты. Для обогащения нефелиновых сиенитов опробован эффективный метод сухой и мокрой магнитной сепарации. С помощью полиградиентных сепараторов снижено содержание общего железа до 0,1%.

На Тикшеозерском массиве щелочно-габброидной формации были выявлены апатитоносные карбонатиты. Названный массив является составной частью Карело-Кольской провинции ультраосновных-щелочных пород и карбонатитов, но дный массив по составу силикатных пород является переходным между формациями ультраосновных-щелочных пород и карбонатитов и щелочно-габброидной (Фролов и др., 2003).

Тикшеозерский массив характеризуется более слабой дифференциацией в сопоставлении с каледонскими ультраосновными щелочными породами и карбонатитами Кольского полуострова. Помимо перспективных оливинитов – важного огнеупорного сырья, с массивом связано формирование достаточно крупной пологозалегающей залежи апатитоносных карбонатитов. В минеральном составе резко преобладают кальцитовые карбонатиты, подчиненное значение имеют доломит (анкерит), кальцитовые и существенно доломитовые карбонатиты.

Характерным элементом, присутствующим в кальците тикшеозерских карбонатитов, как и в кальците других щелочных массивов, является стронций. Отношение  $Str/Ba$  в кальците колеблется около 7-8, что соответствует соотношению этих элементов в ранних карбонатитовых массивах мира.

Экспериментальным способом определено, что наиболее эффективным является метод обогащения путем обратной флотации кальцита, когда в пенный продукт извлекаются силикатные минералы. В качестве собирателя флотации силикатов может

быть использован реагент из группы аминацетатов.

В целом способ обратной флотации кальцита обладает определенной технологической простотой исполнения по сравнению с другими альтернативными методами. В результате проведенных исследований были получены кальцитовые концентраты, содержащие 92-97 % высокочистого кальцита. Извлечение кальцита в концентрат составляет 78 %.

Суммарный выход апатитового и кальцитового концентратов из карбонатных пород составляет в среднем 74-75%. Для выделения магнетитового концентрата (в данном случае магнетит удовлетворяет требованиям стандартов как к промышленному минералу) может быть применена двухстадиальная магнитная сепарация в слабом поле. При выделении флогопит-биотитового продукта этот показатель возрастает, что позволяет прогнозировать малоотходную разработку апатит-карбонатных пород на Тикшеозерском массиве, включая технологические возможности по извлечению пирохлора.

Тикшеозерский узел может стать основой формирования крупного горнопромышленного узла, экономически оправданного, что на практике может стать примером формирования эффективной системы недропользования на основе комплексного освоения и использования всей совокупности ресурсов недр Тикшеозерско-Хизоваарской площади северной Карелии.

Полученные показатели экономической эффективности проекта свидетельствуют об инвестиционной привлекательности проекта в настоящих экономических условиях для горнодобывающей промышленности.

В западном Приладожье щелочные породы калиевой серии образуют естественный ряд щелочных ультраосновных (невоиты, меланолодогиты), щелочных основных (мезо- и лейколадогиты)\* и щелочных средних (щелочнополевошпатовые сиениты – тенсбергиты) пород, полных аналогов которых по химическому и минеральному составу нет в других провинциях мира (Хазов и др., 1993). Для них характерны высокие содержания фосфора, стронция, бария, редкоземельных элементов, фтора при отсутствии в минеральном составе оливина и фельдшпатоидов. Основным типоморфным минералом этих пород является сложный стронций-барий-натрий-калиевый полевой шпат, который широко присутствует в массивах Райвмяки и Кайвомяки. Проведенные предварительные технологические исследования показали принципиальную возможность

---

\* ЛАДОГАЛИТ - *ladogalite*. Меланократовая разновидность щелочнополевошпатового сиенита, состоящая из клинопироксена, щелочного полевого шпата, роговой обманки, биотита и апатита, с второстепенным титанитом и ортитом.

ЛАДОГИТ - *ladogite*. Меланократовая, богатая апатитом разновидность щелочнополевошпатового сиенита, состоящая из клинопироксена, щелочного полевого шпата и апатита с незначительным количеством биотита, роговой обманки, титанита и ортита.

НЕВОИТ - *nevoite*. Меланократовая богатая апатитом ультраосновная порода, состоящая из биотита, роговой обманки, апатита, щелочного полевого шпата и авгита с второстепенным титанитом. Магматические горные породы. Классификация. Номенклатура. Петрография.// М.: изд. Наука, часть 1., 1996

получения апатитовых, барий-стронциевых полевошпатовых, титанитовых и других концентратов из руды щелочнокалиевого комплекса ладогалитов, что, по-видимому, могло бы обеспечить в будущем организацию практически почти безотходного производства. Это имеет важнейшее экологическое значение для данного района.

В ИГ КарНЦ РАН были тестированы на обогатимость руды по: флотационной, магнитофлотационной и магнитоэлектрической схемам. Наиболее рациональной представляется магнитофлотационная схема, позволяющая выделить из ладогитов и невоитов высококачественные апатитовый и стронций-барийсодержащий полевошпатовый концентраты. На стадии крупного измельчения выделен концентрат мелкочешуйчатого биотита, который может найти применение в ряде отраслей народного хозяйства.

В соответствии с генеральной задачей, включающей промышленное освоение потенциальных ресурсов комплексного стронций-барийсодержащего щелочнополевошпатового, апатитового и редкоземельно-титанитового сырья.

На основе анализа имеющихся петрографо-минералогических и геологических материалов, а также результатов поисков проведен выбор четырех приоритетных участков, на которых возможна постановка геологоразведочных работ с оценкой запасов руды.

Таким образом, комплексные исследования участков на территории Карелии, сложенных протерозойскими щелочными массивами, вмещающими промышленные минералы, доказывает их большое значение на перспективу. Совершенствование технологических методов позволяет оценить доступность недр с позиций современного взгляда на геологию, технологию, экономику и экологию. И как следствие, на формирование новых минерально-сырьевых потоков.

***Ю.Б. Рубинштейн, Ю.М. Смирнов***

ОАО «Институт обогащения твердого топлива», г. Люберцы, Россия

Государственный институт горнохимического сырья, г. Люберцы, Россия

## **ТВОРЧЕСКИЙ ПУТЬ И НАУЧНОЕ НАСЛЕДИЕ ПРОФЕССОРА В.И. КЛАССЕНА (К 100-ЛЕТИЮ СО ДНЯ РОЖДЕНИЯ)**

27 марта 2013 года исполнилось 100 лет со дня рождения крупного ученого в области обогащения полезных ископаемых, профессора, доктора технических наук, заслуженного деятеля науки и техники РСФСР Вилли Ивановича Классена.

В.И. Классен родился в г. Запорожье (Украина) в семье горного инженера. После окончания Московского горного института (1935) работал в Донбассе помощником начальника, а



затем начальником углеобогащительной фабрики. Увлечение наукой привело его в ВИМС, где в 1940г. защитил кандидатскую диссертацию. В 1941г как немец (по отцу) был выслан в Среднюю Азию, где до 1945г работал начальником углеобогащительной фабрики и мышьякового завода на Брич–Муллинском ГМК, затем в институте «Средцветметразведка». В 1947г начал работать в ГИГХС, защитил докторскую диссертацию.

В 1953 г. И.Н.Плаксин пригласил В.И.Классена в Институт горного дела АН СССР. Вилли Иванович неизменно считал Игоря Николаевича Плаксина своим учителем и относился к нему с искренней симпатией и большим уважением. *Классен говорил: «Мы племя Игоревы».* Игорь Николаевич отвечал взаимностью.

В.И. Классен внес весомый вклад в теорию флотации и практику обогащения различных видов минерального сырья. Монографии «Вопросы теории аэрации и флотации», «Элементы теории флотации каменных углей», «Флотация углей», «Введение в теорию флотации» в соавторстве с В.А.Мокроусовым, «Флотация» в соавторстве с И.Н.Плаксиным и В.А. Глембоцким признаны классическими и изданы во многих странах. Вилли Иванович в разные годы руководил крупными коллективами специалистов-обогащителей известных научно-исследовательских институтов (ВИМС, ИГД АН СССР, ИГИ, ИОТТ, ГИГХС). Одновременно являлся профессором кафедры обогащения Московского горного института, почитаемым и любимым студентами.

В.И. Классен первым исследовал роль выделяющихся из растворов газовых пузырьков, внес вклад в изучение механизма минерализации пузырьков и образования трехфазного контакта смачивания при флотации. Им установлено, что выделение газов из раствора в гетерогенной среде (пульпе) с образованием новой фазы происходит в основном на поверхности минералов, причем селективно. Чем менее гидратированы эти поверхности, тем относительно большее количество микропузырьков на них возникает. Это определяет возможность флотации минералов непосредственно возникшими на их поверхности пузырьками, что реализуется наиболее полно в процессе вакуумной флотации. Выделяющиеся из раствора пузырьки газа влияют на флотацию также путем активации минералов, образуя на поверхности зародыши контуров прилипания, наличие которых облегчает прилипание более крупных пузырьков (коалесцентный механизм минерализации пузырьков).

Много и успешно В. И. Классен работал в области гидродинамики флотационных аппаратов. Теоретические исследования, проведенные совместно Н.Г.Бедранем и Н.Ф.Мещеряковым, были направлены на определение оптимальных условий, обеспечивающих повышение крупности флотируемых частиц, увеличение скорости флотации частиц флотационной крупности и тонких шламов. На основе проведенных исследований создан ряд новых конструкций флотационных машин (вакуумного типа, аэролифтно-центробежные, с «кипящим слоем», эжекторные машины), защищенных авторскими свидетельствами и зарубежными патентами, выпускаемых серийно и экс-

плуатирующихся на многих обогатительных фабриках.

Исследованиями В. И. Классена и Г.С.Бергера по изучению механизма флокуляции, кинетики образования аэрофлокул, их прочности, условий закрепления в аэрофлокулах частиц разных размеров и форм и структуры адсорбционных слоев показали перспективность аэрофлокулярной флотации: наиболее полно используется поверхность пузырьков, увеличивается скорость флотации и извлечение крупных частиц.

Значительный вклад В. И. Классен внес в развитие представлений о кинетике флотации. И.Н.Плаксиным и В.И.Классеном еще в 1956г предложено общее уравнение кинетики флотации на основе применения закона действия масс.

Круг интересов и реализованных на промышленных производствах научных разработок и идей В. И. Классена был необычайно широк. В содружестве с предприятиями страны под научным руководством и при участии Вилли Ивановича внедрено большое количество эффективных технологических процессов, оригинальных реагентных режимов флотации и прогрессивного обогатительного оборудования.

Одна из ранних разработок В.И. Классена (совместно с Л.Д.Ратобыльской) - технология флотационного обогащения датолитовых руд, на основе которой было построено одно из передовых горно-обогатительных предприятий горной химии – Приморское производственное объединение «БОР».

В ИГД В.И.Классен проводил работы по изучению механизма действия флотационных реагентов, изысканию новых и их применению на обогатительных фабриках. Выполнены интересные исследования по выявлению причин плохой флотуемости тонких шламов и разработаны новые технологии их обогащения. Большое внимание уделял решению актуальных и сегодня вопросов флотации окисленных углей (предложены интересные решения по реагентным режимам) и десульфуризации углей (комплексная технология флотационного и гравитационного методов обогащения).

В 50-годы В.И.Классен совместно с О.А.Розановой разработал реагентный режим флотации апатито-нефелиновых руд Хибин, предусматривающий применение, наряду с традиционным жирнокислотным собирателем, ионогенного реагента-регулятора ОП-4. В сочетании с омыленным таловым маслом ОП-4 обеспечивает образование хорошо минерализованной, легко разрушаемой флотационной пены. Благодаря диспергирующим свойствам реагента снижается расход собирателя и повышается селективность флотации апатита, особенно из окисленных руд с повышенным содержанием шламов. Реагент ОП-4 был внедрен на обогатительных фабриках «Апатит» и эффективно применялся на производстве в течение 50 лет.

Анализ процессов вторичной концентрации флотуемых минералов в пенном слое теоретически и экспериментально выполнен В.И.Классеном. Интересно, что широкое применение эта технология получила значительно позднее при переходе к колонным аппаратам, в которых, как правило, применяют орошение пенного слоя.

Постоянный поиск методов интенсификации технологических процессов обогаще-

ния полезных ископаемых привел В. И. Классена к новому научному направлению – активации водных систем магнитными полями. Последние 15 лет жизни был страстно увлечен этой идеей, стал авторитетным лидером данного направления. Он являлся инициатором создания проблемного Совета при ГКНТ СССР, руководил координационной научно-исследовательской лабораторией электромагнитной обработки водных систем. Монография «Омагничивание водных систем» издана в Чехословакии и Японии.

В.И. Классен оставил богатое наследие, опубликовав 400 научных работ, в том числе 17 монографий, и получив 60 авторских свидетельств на изобретения. Он обладал редкими способностями педагога, подготовившего более 50 докторов и кандидатов наук. Вилли Иванович покорял студентов блестящими лекциями по курсу флотации в Московском горном институте, восхищая эрудицией, простотой и чувством юмора. Но, по существу, не только те, кто совместно трудился или непосредственно соприкасался с Вилли Ивановичем, являются его последователями и учениками. Ученики Вилли Ивановича это также все те, кто стал профессионалом благодаря его монографиям, которые остаются настольными книгами многих поколений обогатителей.

Вилли Иванович был разносторонне талантливым и в то же время по-настоящему земным человеком: прекрасно рисовал, любил музыку и, конечно же, не представлял свою жизнь без спорта, теннис – любимое его хобби. В течение многих лет он регулярно и с большим удовольствием посещал теннисный корт Московского дома ученых. Вилли Иванович был душой этого своего рода элитного клуба общения столичных профессоров и академиков.

Глубокие знания, профессионализм, пытливый ум, энергичность, открытость и искренность характеризовали В. Классена на всем протяжении его творческого жизненного пути. Вилли Иванович был светлым и добрым человеком. Таким он остается в памяти его соратников, благодарных сотрудников и многочисленных учеников.

***П.М. Соложенкин, Т.В. Глембоцкая Т.В.***

Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва, Россия; solozhenkin@mail.ru

## **НАУЧНОЕ НАСЛЕДИЕ ПРОФЕССОРА В.А. ГЛЕМБОЦКОГО (К 100–ЛЕТИЮ СО ДНЯ РОЖДЕНИЯ)**

Работы Глембоцкого Владимир Александрович давно уже стали неотъемлемой частью духовной жизни инженерной и научной общественности россиян.

В Горном журнале № 3,2013 опубликована статья, посвященная Владимиру Александровичу Глембоцкому крупному ученому в области обогащения полезных ископаемых, профессору, доктору технических наук, академику Международной Академии наук экологии, безопасности человека и природы .

В.А. Глембоцкий родился 28 июля 1913 г. в семье горного инженера. В 1935 г.

окончил Московский институт цветных металлов и золота. Его дипломный проект, как один из лучших, был направлен в Париж на Европейскую выставку лучших дипломных проектов. Без отрыва от основной работы В. А. Глембоцкий окончил историко-филологический факультет Московского университета по специальности «Всеобщая история» и ряд лет работал по истории науки, являясь членом ученого совета Института истории естествознания и техники АН СССР.

По рекомендации ГЭК и кафедры обогащения руд Московского института цветных металлов и золота В. А. Глембоцкий был зачислен в аспирантуру, при прохождении которой работал на Салаирской обогатительной фабрике. За время пребывания в аспирантуре Владимир Александрович, кроме работы над диссертацией, вел преподавательскую и научную работу в качестве ассистента кафедры. После защиты кандидатской диссертации в 1940 г. он был направлен на кафедру обогащения полезных ископаемых Иркутского горно-металлургического института, где работал сначала старшим преподавателем, а затем доцентом (1940-1946 гг.).

В 1946 г. по приглашению директора Института металлургии АН СССР академика И. П. Бардина В. А. Глембоцкий был зачислен в докторантуру Института металлургии и за время пребывания в ней (1946-1950 гг.) выполнил и защитил докторскую диссертацию на тему «Вопросы химизма и интенсификации флотационного процесса». В 1955 г. утвержден в ученом звании профессора по специальности «Обогащение полезных ископаемых». После окончания докторантуры непрерывно работал в качестве заведующего лабораторией флотационных методов и реагентов в составе отдела обогащения полезных ископаемых, руководимого чл.-корр. АН СССР И. Н. Плаксиным. Сначала этот отдел был в составе Института горного дела АН СССР (1950-1968 гг.), потом - Института горючих ископаемых АН СССР (1968-1970 гг.), затем — в Институте обогащения твердых горючих ископаемых (1970-1971 гг.) и в Институте обогащения твердого топлива (1971-1973 гг.). С 1973 по 1978 гг. В. А. Глембоцкий работал в Московском горном институте профессором в группе обогащения полезных ископаемых на кафедре физики горных пород. В период с 1978 по 1990 гг. работал профессором-консультантом кафедры обогащения полезных ископаемых Иркутского политехнического института.

Ведущим научным направлением работ В.А. Глембоцкого явились теоретические и технологические основы флотации полезных ископаемых. Он опубликовал более 520 научных работ, является автором более 20 изобретений, большинство из которых внедрено в промышленность со значительным экономическим эффектом, подготовил 55 кандидатов и докторов технических наук. Среди опубликованных работ В.А. Глембоцкому принадлежит 17 книг и монографий, в числе которых 3 учебника для вузов. Учебник «Флотация» (в соавторстве с И.Н. Плаксиным и В.И. Классеном) переведен на английский язык и издан в США в 1965 г. Авторы представили краткий анализ его публикации, актуальность которых сохраняется и в настоящее время.

В 1990 г. В.А. Глембоцкий в соавторстве с членом-корреспондентом АН СССР В.И. Ревнивцевым получил диплом (№ 2370) за научное открытие «Явление предгиперзвуковой активации междисперсных взаимодействий в водных системах», имеющее важное значение не только для флотации, но и для всех процессов с участием воды.

Активная научная и научно-организационная деятельность В.А. Глембоцкого проявилась в многочисленных выступлениях с докладами на многих международных конгрессах по обогащению полезных ископаемых, а также работой с 1967 г. (после смерти И.Н. Плаксина) в качестве председателя Научного совета АН СССР по физическим и химическим проблемам обогащения полезных ископаемых. Авторы анализируют историю создания Плаксинских чтений, их организаторов, стиль и методы руководства первого председателя Совета. Последующий Председатель Совета член-корреспондент АН СССР В.И. Ревнивец успешно продолжал традиции В.А. Глембоцкого. Деятельность В.А. Глембоцкого отмечена рядом правительственных наград.

Замечательный ученый, педагог и человек, Владимир Александрович Глембоцкий оставил заметный вклад в науке. Своими трудами и идеями он продолжает и сегодня участвовать в нашей жизни.

***Секция «Технологическая минералогия. Дезинтеграция и рудоподготовка»***

---

***А.П. Сорокин<sup>1,2</sup>, В.А. Чантурия<sup>3</sup>, В.И. Рождествина<sup>2</sup>, В.М. Кузьминых<sup>1</sup>***

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Амурский научный центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Благовещенск, Россия; amurnc@ascnet.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия; science@ascnet.ru,

<sup>3</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия; vchan@mail.ru

**ЗАКОНОМЕРНОСТИ ВЫЯВЛЕНИЯ ПЕРСПЕКТИВНЫХ УЧАСТКОВ  
БЛАГОРОДНОГО И РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО ОРУДИНЕНИЯ  
БУРОУГОЛЬНЫХ БАССЕЙНОВ ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА\***

Восточная окраина Евразии – территория с наиболее широким геолого-минерагеническим разнообразием, особенно в зоне сопряжения Центрально-Азиатского и Тихоокеанского складчатых поясов. Металлогенические провинции этого региона (Становая, Буреинская, Восточно-Сихотэалинская и др.) включает целый ряд золоторудных, редких, редкометалльных и золотороссыпных месторождений мелового и кайнозойского возраста, приуроченных к орогенным структурам с высокой степенью подвижности, многоактным магматизмом и глубоким уровнем эрозионного среза. Основные угленосные бассейны этой территории – Верхнезейский, Гербикиано-Огоджинский, Амуро-Зейский, Буреинский, Среднеамурский, Бикино-Уссурийский и другие – обрамляют рудные провинции или располагаются в их пределах.

В рамках настоящих исследований опорным участком этого региона выбран Зейско-Буреинский бассейн, который в совокупности с прилегающим обрамлением, по степени угленасыщенности и золотоносности не имеет себе равных на восточной окраине Евразии. Это – крупнейшая отрицательная структура Дальнего Востока, которую с запада и юга обрамляют Малохинганское, с севера и востока Янкано-Тукурингро-Джагдинское и Туранское горно-складчатые сооружения.

Бассейн характеризуется продолжительным (со средней юры по плиоцен) прерывисто-унаследованным типом развития, длительным существованием гидросети и наиболее широким (средняя юра – миоцен) на востоке России временным интервалом угленакопления. «Трангрессивный» тип формирования этой структуры обеспечивал образование в мезозое и кайнозое эшелонированную систему разновысотных торфяных залежей, развивавшихся от центра бассейна к периферии, с наиболее молодым – кайнозойским уровнем в пределах Тынды-Зейского, Южно-Тукурингрского, Притуранского, Приамурского и других межгорных и предгорных прогибов. Они образуют

---

\* Исследования выполнены при поддержке Президиума ДВО РАН и РФФИ (проекты 11-05- 98510, 12-1-0-ОНЗ-02, 12-1-П27-03).

Пиканско-Сергеевскую, Селемджинско-Ерковецкую и Завитинско-Архаринскую угленосные площади с целым рядом крупных месторождений, общие ресурсы которых определяются более чем 12 млрд. т. Указанные площади сопряжены с горно-складчатыми сооружениями, на периферии которых, наряду с углями, локализованы палеогеновые, неогеновые и четвертичные россыпи золота (Сорокин и др., 2009).

Возрастные парагенезисы и латеральная сопряженность областей торфо- и золотонакопления, свидетельствуют о масштабности взаимосвязанных кайнозойских процессов, происходивших на границе Зейско-Буреинского бассейна с областями сноса. В пределах последних распространены Становая, Джагдинская и Буреинская золотоносные провинции с проявлениями и месторождениями золото-кварцевой, золото-сульфидной, золото-редкометалльной, золото-серебряной, медно-порфировой формаций (Эйриш, 2002).

Процессы гипергенеза, проявленные в позднем мезозое, палеогене и миоцене, привели к образованию в пределах межгорных и предгорных прогибов многоярусных россыпных месторождений золота с минералами ЭПГ и редких металлов (РМ), нередко содержащих пласты и линзы углей (россыпи Нагиминская, Грязнушка и др. (Верхнее Приамурье)). Указанные пограничные структуры в кайнозое создавали наиболее благоприятные условия не только для накопления БМ, но и для формирования торфяных залежей.

Имеющиеся данные свидетельствуют о высоких концентрациях благородных и других редких металлов (РМ), в том числе и редкоземельных элементов (РЗЭ), в угленосных бассейнах Российского Дальнего Востока и Китая (Бакулин, Черепанов, 2003; Кузьминых, Сорокин, 2004; Середин, 2007; Черепанов, 2008; Сорокин и др., 2009; Рождествина, Сорокин, 2010; Вялов и др., 2010; Сорокин и др., 2012).

Принципы прогнозно-поискового комплекса, широко применяемые в металлургических построениях для рудных месторождений, применительно к благородным и редким металлам в угленосных структурах, детально не отработаны и требуют комплексных геологических, геохимических и др. видов исследований, которые активно проводятся в АмурНЦ и ИГиП ДВО РАН. Накопление благородных, редкометалльных, редкоземельных элементов в углях имеет многофакторный и многостадийный характер. Их поступление связано с различными механизмами и транспортом: растворенные подвижные формы элементов, выносные поверхностными водами из зон гипергенеза рудных месторождений и минерализованных подземных вод, поглощенных и сорбированных как растениями-углеобразователями, так и органическим веществом каустобиолитов (геохимические барьеры).

Исследования, направленные, в первую очередь, на установление зон локализации БМ в угленосных бассейнах в течение последних десятилетий выполняются авторами в основном на территории Зейско-Буреинского бассейна и его обрамления. В процессе этих работ были использованы структурный, морфологический и палеогео-

графический методы и др. Они позволили установить, что наиболее благоприятные условия для накопления торфяников в палеоцене существовали на периферии Зейско-Буреинской озерно-аллювиальной равнины – на пологих склонах Амуро-Мамынского и Завитинско-Майкурского поднятий с низкими темпами погружения и широким развитым низкопорядковой гидросети.

В раннем миоцене резкое расширение фронта седиментации в бассейне привело к миграции торфяной залежи в направлении к областям сноса. Особенно активно этот процесс протекал на восточной окраине Зейско-Буреинской равнины. В результате этих событий на периферии бассейна сформировался многоярусный комплекс пластов угля, в котором палеоценовые угли занимают нижнюю часть разреза кайнозоя, обрамляя долину палео-Зейи, а миоценовые - на более высоком гипсометрическом уровне, непосредственно сопряженными с областями сноса (Сорокин, Глотов, 1997).

Накопление БМ в углях происходило за счет кластогенных частиц и растворов с коллоидами и ионами, переносимых водотоками, дренировавшими области сноса. При этом следует подчеркнуть, что процесс накопления БМ в углях не заканчивался в палеогене и неогене. Последующее их обогащение протекало при изменении уклона русла водотоков и усиления эрозионной деятельности, в период паводков и др. Например, содержание золота в р. Амур у г. Благовещенск в паводок, по сравнению с межением, увеличивается с 0.05 до 0.14 мкг/дм<sup>3</sup> (Радомский и др., 2007). Учитывая связь поверхностных вод с подземной гидросферой региона, поступление БМ в угли в ионной форме происходит и из подземных вод. Существует еще один возможный источник обогащения углей, связанный с переносом металлов воздушными массами и осаждением их на растительность, рассмотренный недавно авторами на примере одного из бурогольных месторождений Среднего Приамурья (Рождествина, Сорокин, 2010).

Таким образом, благороднометальное оруденение представлено разнообразными генетическими типами многостадийного формирования. Первичная локализация БМ происходила в предгорных и межгорных прогибах, в пределах структур, сопряженных с угленосными площадями. Золотосодержащие угли здесь характеризуются высокой зольностью, невыдержанными по простиранию пластами угля изменчивой мощности с резкими колебаниями содержания металла от 0 до 7 г/т (месторождения и проявления Сианчик, Грязнушка). Благороднометальное оруденение в углях иных типов весьма разнообразны и трудно прогнозируемы.

Для выявления их необходимо выявление участков дренирования месторождений современными водотоками, реконструкция древней гидросети, одновозрастной торфонакоплению, установление связи поверхностных и подземных вод, обводняющих угли, выделение возможных зон глубинных разломов, подновляемых в течение кайнозоя, влияние вулканической деятельности. К месторождениям такого типа можно отнести Райчихинское, Дармаканское, Ерковецкое, не имеющих прямой связи с областями сноса. Содержание золота в углях составляют преимущественно 2-3 г/т.

Учитывая тесную парагенетическую связь благородно- и редкометалльного оруденения, локализацию их в тех же структурах, можно полагать, что перспективные площади их накопления будут совпадать.

***С.А. Корчевенков, Т.Н. Александрова***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия, stepan\_korcheven@mail.ru; IGD@rambler.ru

## **МЕЛКАЯ ПЛАТИНА В РОССЫПНЫХ ОБЪЕКТАХ И ПЕРСПЕКТИВЫ ЕЁ ИЗВЛЕЧЕНИЯ**

Проблема извлечения мелкой платины из песков возникла с началом промышленного освоения россыпей. Под мелкой понимают платину такой крупности, при которой она не улавливается на существующем уровне техники и технологии обогащения. Различные классификации россыпного золота и платины по крупности (Гинзолото, Гипрозолото, ВНИИ-1 и др.) относят к мелким частички разного размера в весьма широком диапазоне — от 1-2 до 0,1-0,25 мм. [О.В. Замятин, В.М. Маньков, Мелкое золото в россыпях: проблемы оценки и извлечения. Горный журнал 2011, № 4]

Полезными компонентами россыпей элементов платиновой группы являются Pt, Ir, Os, Rh, Rd. Они в составе шлиховой платины создают около 100 минеральных видов и разновидностей (кристаллы, осколки, агрегаты). Мелкая платина в россыпных объектах, изученных в основном традиционными методами, составляет значительную долю. В устье р. Ис (Урал) на платину фракции -0,5+0,1 мм приходится 75%, остальное 25% представлено фракцией менее 0,1 мм. Уникальное иридисто-платиновое месторождение Кондер на Алданском щите имеет запасы более 50 т. В целом в россыпях р. Кондер на долю тонкой платины (-0,25 мм) приходится 11,2%, мелкой (0,5-0,25 мм) - 34,3% (сумма 45,5). Здесь же с данными по притокам платина крупнее (мелкой - 29,%, тонкой - 3,9%). В россыпи Уоргалан выход тонкой (16,8%) и мелкой (60,5%) платины составляет 77,3%. На северо-восточном побережье Охотского моря (Пенжинская площадь) прибрежно-морские россыпи содержат золото и платину мелких и тонких фракций.

В Инаглинском россыпном аллювиальном месторождении (Алданский щит, Якутия) протяженностью более 30 км преобладают частицы МПГ менее 0,5 мм. По левым притокам р. Лены в аллювии платина состоит из частиц в основном менее 0,1 мм. Бассейн р. Виллой - крупнейшая россыпеплатиноносная структура мира. Здесь платина имеет размер частиц преимущественно 0,02 мм, которые недоступны для извлечения традиционными гравитационными методами. Близ г. Норильска отработанные россыпи содержали (до 75%) платину в основном менее 0,074 мм. На Камчатке россыпь р. Левтыринываям обогащена мелкой (57%) и тонкой (8%) платиной. В ал-

лювиальной россыпи Ингаринга (верховья р. Хатанги) протяженностью до 20 км ценный компонент представлен частицами платины мелкой (0,5-0,25 мм) - 55,8%, тонкой (менее 0,25 мм) - 34,3%. В россыпи уч. Листвинитового и Ледяного (Камчатка) платина мелкая составляет соответственно 31,9 и 36,8%, тонкая 3,3 и 8,3%, в сумме 35 и 45,1%.

Перспективы извлечения мелкой платины весьма внушительны. Прогнозные запасы "шлиховой платины" (класса +0,1мм), включая техногенные россыпи, составляют 798-811 т. На долю Норильского (Таймыр) объекта приходится 600 т, Кондёрского (Алданский щит) - 70-75 т, Сейнав-Гальмознанского (Корякия) – 80 т. Тонкая платина (-0,1мм) пока остается на положении техногенного продукта. За 100 лет эксплуатации из уральских россыпей (рр. Ис, Тура, водотоки горы Соловьевой) добыто более 300 т платиновых металлов. От гигантских россыпей (рр. Ис, Тура) протяженностью более 200 км остались техногенные россыпи, прежде всего, мелкой платины.

Прогнозные запасы "шлиховой платины" составляют 40-45 т, из которых на долю техногенных приходится 70-80%. [Б.С. Лунев, В.А. Наумов, С.А. Прокопьев, В.Д. Иванов, Мелкие ценные минералы: проблемы изучения и обогащения на винтовых аппаратах, V Конгресс обогатителей стран СНГ, М., 2005 г.]

Количественный минералогический анализ распределения минеральных и горных пород техногенных отвалов месторождения «Кондер» изучались на пробе, отобранной от хвостов концентрационного стола СКО-7,5 промывочного прибора ПБО-40, эксплуатируемого на месторождении.

Минералогический анализ выполнен оптическим (микроскоп Stemi 2000C) и электронно-микроскопическим методами с энергодисперсионным рентгеноспектральным микроанализом (микроскоп EVO 40HV фирмы Карл Цейсс, Германия, спектрометр INCAEnergy 350 фирмы Оксфорд, Великобритания) на пробе классифицированной путем гравитационно-магнитного фракционирования каждого класса крупности. Количественным минералогическим анализом (минералог Щербак Л.И.) выявлено соотношение рудообразующих, породообразующих и аксессуарных минералов по классам крупности. Некоторые данные представлены на рис. 1-2.

Анализ данных показывает, что содержание рудообразующих минералов (особенно магнетита) уменьшается в тонких классах, а породообразующих возрастает. Из чего можно сделать вывод о том, что тяжелые минералы, среди которых платина и золото, крупностью менее 0,2 мм хуже извлекаются в гравиконоцентрат по сравнению с классом -1+0,2 мм. Данное явление обусловлено подачей на концентрационный стол материала крупностью -3+0,0 мм и выбор режима работы (амплитуды, частоты колебаний) стола для извлечения платины всего диапазона крупности весьма затруднителен.



Рис.1. Распределение рудообразующих минералов по классам крупности: 1) -1,0+0,5 мм; 2) -0,5+0,2 мм; 3) -0,2+0,1 мм; 4) -0,1+0,071 мм

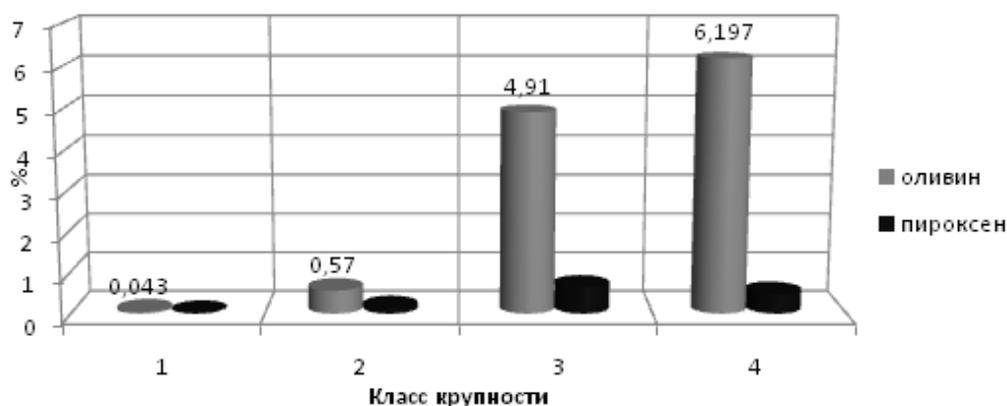


Рис. 2. Распределение породообразующих минералов по классам крупности: 1) -1,0+0,5 мм; 2) -0,5+0,2 мм; 3) -0,2+0,1 мм; 4) -0,1+0,071 мм

Таким образом, можно сделать вывод о том, что перед доводочными операциями на концентрационных столах СКО-7,5 необходима либо предварительная классификация концентрата отсадочных машин, либо классификация исходного материала поступающего на отсадочные машины на более узкие классы крупности.

Извлечение мелкой и тонкой платины из техногенных отвалов возможно с предварительной классификацией, гравитационным обогащением продуктивного класса (т.к. наиболее контрастный признак разделения это плотность) и дальнейшая доводка, включающая методы гравитации, магнитной и электромагнитной сепарации исходя из контрастности свойств рудообразующих и породообразующих минералов составляющих пробу.

Полученные в результате минералогического исследования данные о крупности, форме, магнитных свойствах платины и золота, а также данные о минеральном составе гравиконоцентрата позволяют сделать выводы о возможном поведении платины, золота и шлихового комплекса в процессах переработки эфельных отвалов.

***С.В. Лихачева, Ю.Н. Нерадовский***

Кольская горно-металлургическая компания, Геологический институт КНЦ РАН, г. Петрозаводск, Россия, LikhachevaSV@kolagmk.ru/nerad@geoksc.apatity.ru

## **К ВОПРОСУ О ТИПИЗАЦИИ СРОСТКОВ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ВО ВКРАПЛЕННЫХ РУДАХ ПЕЧЕНГИ**

Исходным сырьем для ОФ КГМК являются медно-никелевые руды месторождений Печенгского рудного поля. Объем подачи руды на фабрику характеризуются следующими средними значениями (по плану 2011 г.): участок «Центральный» - 4,2%, рудник «Северный» - 81,1%, в том числе: богатые руды Заполярного месторождения - 5,8%, рядовые руды Ждановского месторождения - 75,3%, рудник «Каула-Котсельваара» - 14,7%. Такое соотношение по месторождениям будет сохраняться в течение длительного периода, т.е. объем подаваемой руды со Ждановского месторождения будет практически постоянным. В связи с этим представляется целесообразным детально классифицировать продукты флотационного передела для анализа технологического процесса.

Поскольку основной объем вкрапленных руд поступает со Ждановского месторождения, которое связано с крупным габбро-верлитовым массивом, его руды являются удобным объектом для исследования. Вкрапленные руды слагают мощные залежи в серпентинизированных перидотитах. Главными пороодообразующими минералами руд являются: серпентин, оливин, хлорит, пироксен и амфибол. Рудные минералы представлены преимущественно пирротинном, пентландитом, халькопиритом и магнетитом. Сульфидная вкрапленность имеет размеры менее 1 мм. Преобладающая текстура руд – вкрапленная, реже пятнисто-вкрапленная. По содержанию сульфидов вкрапленности руды разделяют на два типа – рассеянно-вкрапленные (5-15%) и густо-вкрапленные (более 20%). Первый тип составляет более 90% руд.

Согласно классификации руд (Медно-никелевые...,1999) и морфологических разновидностей вкрапленности (Атлас...,1973) выделяется сингенетическая и эпигенетическая вкрапленность. В процессе метаморфических изменений ультраосновных пород и вкрапленных руд в условиях зеленосланцевой фации происходила серпентинизация оливина и метасоматическое замещение первичных сульфидов метаморфическими минералами – серпентином и магнетитом, а также переотложение сульфидов и формирование вторичной эпигенетической вкрапленности (рис. 1, 2).

Характер метаморфических изменений играл большую роль в формировании минерального состава и структур вкрапленных руд, влияющих на технологические свойства. В связи с этим важно рассмотреть типы сростаний сульфидных минералов с силикатами и магнетитом. По нашим данным изменение первичной сульфидной вкрапленности происходило в две стадии: на первой стадии сульфиды метасоматически замещались магнетитом (рис. 3), на второй стадии - серпентином и хлоритом (ри-

сунок 4). Вторая стадия замещения сопровождалась интенсивным переотложением сульфидов и образованием вторичной вкрапленности (рис. 5), в том числе тонкой вкрапленности пентландита в серпентине (рис. 6).

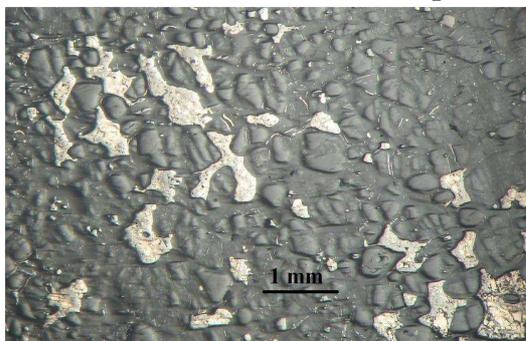


Рис. 1. Первичная сидеронитовая текстура вкрапленной руды в слабо серпентинизированном перидотите. Видны реликты оливина, частично замещенного серпентином

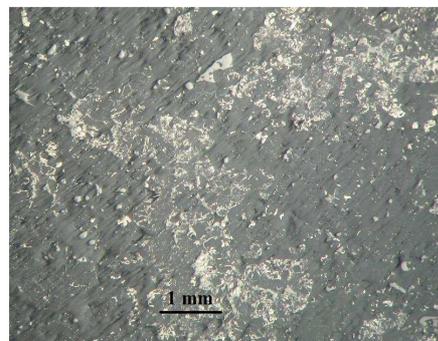


Рис. 2. Вторичная «тканевая» текстура вкрапленных руд в сильно серпентинизированном перидотите

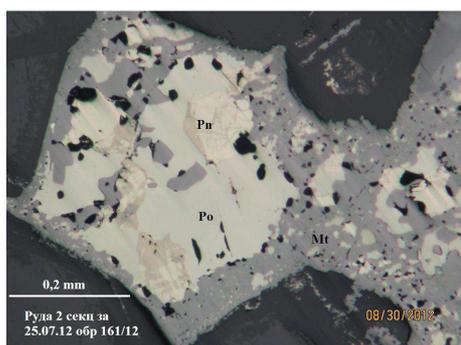


Рис. 3. Первая стадия замещения первичной вкрапленности: выделение магнетита (Mt) по пирротину (Po) и пентландиту (Pn) в виде кайм и прожилков

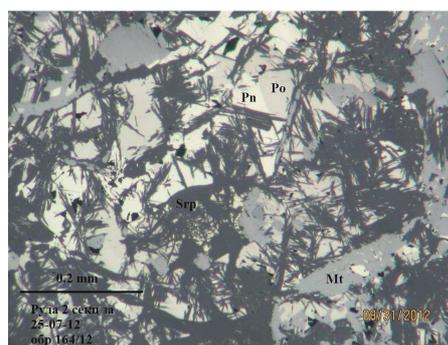


Рис. 4. Вторая стадия замещения первичной вкрапленности: серпентин (Srp) образовал сетчатые вроски в пирротине (Po) и пентландите (Pn)



Рис. 5. Вторичная переотложенная вкрапленность сульфидов (белое) в серпентините

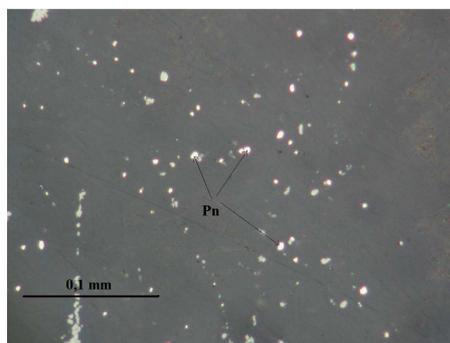


Рис. 6. Вторичная эмульсионная вкрапленность пентландита (Pn) в серпентините

Таким образом, во вкрапленных рудах можно выделить четыре основных типа сростков, ухудшающих технологические свойства.

Тип 1. Сетчатые сростки сульфидов с серпентином и хлоритом. Сетчатые сростания характерны для стадии замещения сингенетической вкрапленности серпентином или хлоритом таблитчатой (или пластинчатой) формы. Соотношение серпентина и хлорита с сульфидами в сростках широко варьирует. Интерстициальная масса сульфидов в этих сростках обычно соответствует среднему составу первичной вкрапленности, но нередко представлена только халькопиритом. Преимущественно сростки сульфидно-силикатные, но может присутствовать в небольшом количестве магнетит. Сетчатые сростки характеризуют усложнение структуры сульфидной вкрапленности и ухудшение обогатимости руд.

Тип 2. Сростки сульфидов с тонкозернистыми разностями серпентина представляют вторичную (переотложенную) вкрапленность сульфидов. Пространственно эта вкрапленность ассоциирует с сетчатыми сростками. Морфология сульфидов в сростках сложная, но границы ровные, ступенчатые. Внутреннее строение характеризуется незакономерной разнообразной вкрапленностью и прожилками сульфидов в серпентине, нередко присутствует магнетит. Сульфидная часть сильно варьирует по составу, может состоять из пирротина, пентландита или халькопирита и сростков из них. Сульфидные минералы не содержат включений. Серпентин представлен преимущественно тонкокристаллическими разновидностями типа хризотила или офита. Вторичная вкрапленность имеет более мелкие размеры, чем первичная, поэтому качество руд ухудшается.

Тип 3. Сростки сульфидов с магнетитом. Это хорошо выраженный тип сростков, постоянно присутствующий в сингенетической вкрапленности, образованный вследствие замещения первичной вкрапленности в перидотитах магнетитом. Он характеризует степень изменения вкрапленных руд. В составе сростков могут присутствовать все сульфиды, но преимущественно находятся пирротин и пентландит, нередко отмечается самородная медь. Количество сульфидов в магнетите сильно варьирует. Включения сульфидов в магнетите изолированы и качество руды пониженное.

Тип 4. Сростки пентландита с серпентином офитовой структуры возникают на месте оливина, при замещении его серпентином. Размеры пентландита около 1-2 мкм, распределение равномерное, группами или цепочками вдоль прожилков серпентина по оливину. В составе включений могут присутствовать халькопирит и пирротин, а также магнетит, но преимущественно наиболее тонкие включения образует пентландит. Развитие тонковкрапленного пентландита ухудшает качество руды.

Опыт изучения продуктов флотации показал, что с этими типами сростков связано около 10% общих потерь никеля. По морфологии сростков, в частности по размерам включений, их можно выделить в 2 группы: 1-я группа (типы 2 и 3) – это сростки, которые теоретически могут быть раскрыты в процессе измельчения и 2-я группа – нераскрываемые (типы 1 и 4). Первые могут характеризовать некачественную ру-

доподготовку, а вторые – труднообогатимые руды.

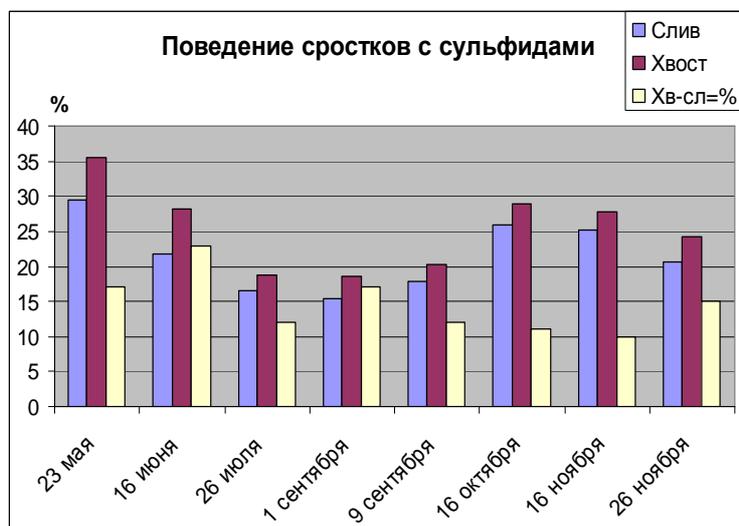


Рис. 7. Сравнение содержания сростков с сульфидами в сливах и хвостах ОФ за 2012 г.

Нераскрываемые сростки представляют тонкозернистые гомогенные природные образования, в которых сульфиды никеля современными техническими средствами измельчения не могут быть полностью раскрыты. Поэтому количество сростков в продуктах флотации изменяется незначительно и большая часть их переходит в хвосты. По данным исследований продуктов флотации ОФ КГМК за 8 периодов 2012 г. (рис. 7) относительное содержание сростков сульфидов с силикатами от числа частиц с рудными минералами в сливах 16-29%, а в хвостах от 18 до 36%, т.е количество сростков в хвостах больше постоянно на 2-7%.

#### Список использованных источников

1. Медно-никелевые месторождения Печенги. Горбунов Г.И., Гончаров Ю.В., Корчагин А.У. и др. Ред. Лавров Н.П. М.,ГЕОС, 1999. 236 с.
2. Атлас текстур и структур сульфидных медно-никелевых руд Кольского полуострова. Горбунов Г.И., Яковлев Ю.Н., Астафьев Ю.А. и др. Изд-во «Наука», Ленингр. Отд., Л., 1973, 177 с.

**Н.Ф.Усманова<sup>1,2</sup>, В.И.Брагин<sup>2,1</sup>, А.М.Жижжаев<sup>1</sup>**

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии Сибирского Отделения Российской академии наук, г. Красноярск, Россия; usman@icct.ru,

<sup>2</sup>Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия

## МИНЕРАЛЬНЫЕ АССОЦИАЦИИ ЗОЛОТА И ПЛАТИНЫ В ЗОЛОТОНОСНЫХ КОРАХ ВЫВЕТРИВАНИЯ ЕНИСЕЙСКОГО КРЯЖА

Золотоносные руды, приуроченные к корам выветривания на территории Енисейского кряжа, в силу сложившихся традиций, рассматриваются только как источник добычи золота. Поисковыми работами, проведенными в 70–80-х гг. XX века установлены проявления различного масштаба принадлежащих к смешанным линейно-

площадным корам выветривания (Сердюк, 2002), содержание золота в среднем, до 5 г/т. Авторы в работе (Цыкин, 1998) отмечают, что в корах выветривания Южно-Енисейского рудного района золото присутствует как в свободной форме, так и в связи с сульфидами, гидроокислами железа и имеет преимущественно мелкую и микроскопическую размерность.

В последние годы в литературе появляется все больше работ по обнаружению благородных металлов в нетипичных для них рудных комплексах (Ворошилов 2001; Коробейников, 2004; Середин, 2004). На многих золоторудных месторождениях обнаружены концентрации металлов платиновой группы, пригодные для попутного извлечения (Мельников, 2008; Гончаров, 2002). Отмечается присутствие платиноносных и редкоземельных элементов в природных золотоносных россыпях Сибири, Приполярного Урала, техногенных объектах россыпной золотодобычи Дальнего Востока. Как правило, основная масса минералов в таких объектах представлена микро- и наноразмерной крупностью. В последние годы, в связи с широким внедрением методов сканирующей электронной микроскопии в минералогических исследованиях появилась возможность детального исследования тонких взаимопрорастаний минералов, что позволяет по-новому взглянуть на уже изученные объекты, получать подробную информацию при исследовании новых рудных объектов.

Проведено электронно-микроскопическое исследование аншлифов исходной руды участка Верхнеталовский и техногенных илов участка Центральный месторождения Самсон.

Микроскопическое изучение проводили на сканирующих электронных микроскопах Hitachi TM-1000, TM-3000 (Hitachi, Япония) с системами микроанализа SwiftED (Oxford Electronics, Англия) и Quantax 70 (Bruker, Германия), соответственно.

Электронно-микроскопическое изучение аншлифов исходной руды и классов крупности участка Верхнеталовский показало наличие в руде помимо золота металлов платиновой группы – Pt, Ir, Os (рис.1). В исходной руде обнаружены две генерации платины: частицы платины заключенные в железосодержащих агрегатах и платины в сростках с преобладанием титан- и железо-титансодержащих минералов (рис. 1 в). В сростках крупность частиц платины колеблется от 1(2) до 20 мкм. Кроме того отмечена платина в свободной форме, крупность частиц платины от 3-5 до 10 мкм, форма частиц разнообразная. Отмечаются частицы платины с неоднородным фазовым составом (рис.1 а) в точке 1 – содержание Pt – 45,7 мас.%, в точке 2 – 66,2 мас.%. В качестве примесей содержатся железо, кремний, алюминий.

Обнаружена частица Ir ,находящаяся в сростке с титан-железосодержащим минералом (рис. 1б), содержание Ti достигает 67,8 мас.%, Fe – 21 мас.%. В качестве примесей в зерне отмечается кремний и алюминий.

Кроме того в аншлифах классов крупности исходной руды в сростках титановых минералов с кварцем обнаружены Ir-Os включения с преобладанием Ir. Соотношение

Ir:Os по данным рентгеновского микроанализа колеблется от 40,1:16,4% до 34,1:13,3%.

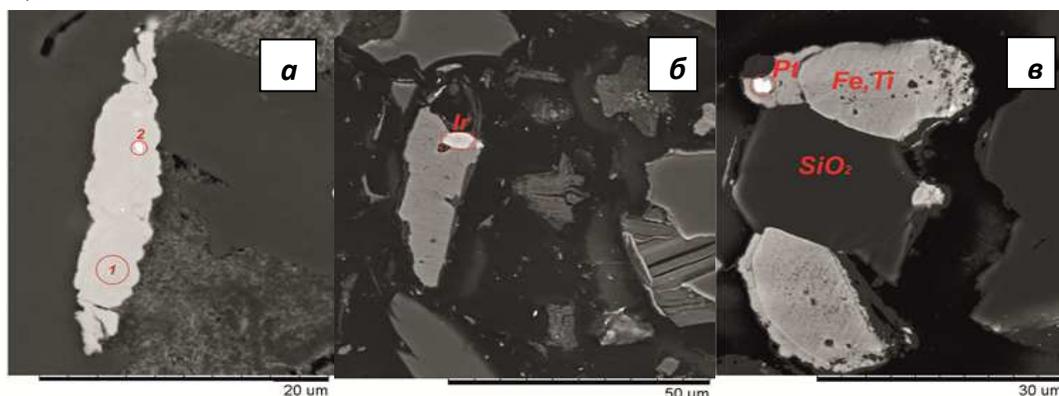


Рис. 1. SEM-изображение металлов платиновой группы в исходной руде коры выветривания

Морфология и крупность золота в техногенных илах и в исходной руде коры выветривания различна. Золотины в илах представлены, в основном, конгломератами тонких частичек золота различных причудливых форм в крупности -10(5) мкм, Частицы неоднородны по своему составу: обнаружены золотины с преобладанием в составе Au, Ag-Au частицы с преобладанием серебра над золотом в отношении до 3:1. В серебряно-золотых конгломератах отмечается также наличие железа, кремния, алюминия и хлора. Обнаружены включения микронных частиц золота в массиве железно-оксидных минералов.

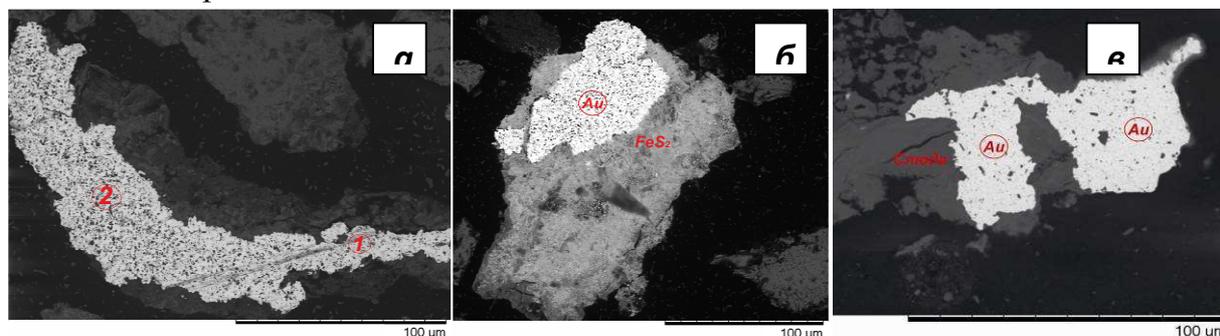


Рис. 2. SEM-изображения в обратноотраженных электронах аншлифо в исходной руде.

В аншлифах исходной руды золото представлено, как в свободном виде, так и в сростках с сульфидными (рис. 2 б) и породообразующими минералами (рис. 2 в).

Крупность золотин различная, варьируется от 15 до 100 (200) мкм. Частицы золота, имеют губчатую, пористую структуру. В исходной руде частицы золота более высокопробные по сравнению с техногенными илами, содержание Au изменяется от 72,5 до 84,5 мас.%, содержание серебра значительно меньше от 3,9 до 12,7 мас.%. Низкопробные частицы с содержанием золота до 72 мас.% имеют более приглушенный цвет (рис.2

а), в отличие от более высокопробного золота с насыщенным ярким цветом (рис. 2 в).

В отличие от техногенных илов, в частицах золота исходной руды в качестве примесей помимо серебра, железа и кремния в незначительных количествах присутствует титан.

Таким образом, электронно-микроскопическое изучение образцов исходной руды и техногенного материала золотоносной коры выветривания показало, что кроме золота в руде присутствуют металлы платиновой группы. Золото в исходной руде находится в сростках с сульфидами железа, с породообразующими минералами – кварцем и/или глинистыми минералами, в свободном виде. Обнаруженная платина находится в двух генерациях – с железосодержащими агрегатами, в сростках с титан-железосодержащими минералами. Ir-Os включения находятся в сростках с титаносодержащими минералами.

*Список использованных источников*

1. Сердюк С.С. Систематика золотоносных формаций Центральной Сибири // Золотоносные коры выветривания Сибири. Красноярск, КНИИГиМС, 2002. – С.4-17.
2. Цыкин Р.А. Золотоносные коры выветривания и карстовые образования Енисейского края // Геология и полезные ископаемые Красноярского края. – Красноярск: КНИИГиМС, 1998. – С.186-192.
3. Ворошилов В.Г. и др. Металлогения (Au, Pt, Pd) магматических комплексов Томь-Яйского междуречья. – Томск: СТТ, 2001, 220 с.
4. Коробейников А.Ф. Платинометалльные месторождения мира. Т. III. Комплексные золото-редкометалльно-платиноидные месторождения –М.: Научный мир, 2004, 236 с.
5. Середин В.В. Au-PGE минерализация на территории Павловского буроугольного месторождения, Приморье // Геология рудных месторождений. – Т.46. № 1, 2004. – С.43-74.
6. Мельников А.В., Радомский С.М., Мельников В.Д., Моисеенко В.Г. Платиноносность золоторудных месторождений плутогенно-метаморфогенного класса (Верхнее Приамурье) // Доклады Академии Наук. - №2, Т.423, 2008. – С.248-250.
7. Гончаров В.И. Наталкинское золоторудное месторождение / В.И.Гончаров, С.В. Ворошин, В.А. Сидоров // Магадан : СВКНИИ, 2002, 250 с.

***А.И. Ракаев<sup>1</sup>, Ю.Н. Нерадовский,<sup>2</sup> Е.В. Черноусенко<sup>1</sup>, С.А. Алексеева<sup>1</sup>***

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия, [alekseeva@goi.kolasc.net.ru](mailto:alekseeva@goi.kolasc.net.ru);

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Геологический институт Кольского научного центра РАН (ФГБУН ГИ КНЦ РАН), г. Апатиты, Россия

## **ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЗАБАЛАНСОВЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД В ПРОЦЕССЕ СОКРАЩЕНИЯ КРУПНОСТИ**

При переработке руд с низким содержанием ценных компонентов целесообразно использовать комплекс предварительных операций по обогащению рудной массы с целью получения одного или нескольких технологических типов кондиционной руды

для последующего их обогащения или переработки. Важным этапом при разработке рациональных технологий является проведение комплекса исследований по изучению минерального состава и текстурно-структурных характеристик руд, а также закономерностей раскрытия минеральных фаз и минералов на всех стадиях рудоподготовки, что позволяет получить достоверную и полную информацию о технологических свойствах исследуемых руд.

Исследуемая медно-никелевая руда на 85-90% представлена серпентинитами с содержанием сульфидов от 1.5 до 10% , что соответствует бедной (забалансовой) руде. Общий объем примеси габбро, пироксенитов и прочих нерудоносных пород составляет не более 10%. Для основного объема руды характерны главные порообразующие минералы: серпентин 60-65%, пироксен моноклинный 15-30%, амфиболы (актинолит-тремолитового ряда) 10-15%, примеси: хлорита, биотита, эпидота, карбоната.

Установлено, что рудная минерализация в преобладающей части пробы представлена тремя главными сульфидами: пирротином (0–7.0%), пентландитом (1-2.5%), халькопиритом (0.2-1.0%), и тремя окислами: магнетитом (5-15%), хромшпинелидами (1-3%), ильменитом (1-5%). Сульфиды находятся в двух генерациях: в первичной сингенетической вкрапленности и во вторичной - эпигенетической. Размеры сингенетической вкрапленности, имеющей комплексный (пентландит-халькопирит-пирротинный) состав, составляют от 0.3-0.5 мм до 1-2 мм. Сульфиды в этой вкрапленности преимущественно замещены магнетитом и серпентином, вследствие чего размер их зерен уменьшается порой на порядок. Эпигенетическая вкрапленность сульфидов размером менее 0.50 мм встречается чаще в виде отдельных минералов. Среднее содержание основных типов вкрапленности составляет: сингенетической - 50-55%; эпигенетической - 45-50%. Доля труднораскрываемой тонкой вкрапленности размером менее 0.002-0.005 мм составляет около 10% от общей массы сульфидов.

Содержание никеля в исследуемой пробе составило 0.29%, при его повышении в рудной массе более 0.4% руду можно достаточно эффективно перерабатывать по существующей флотационной технологии.

Минералого-технологическое изучение забалансовой руды показало, что при снижении крупности дробления с -40 до -20 и -10 мм происходит изменение вещественного состава минеральных комплексов, связанное с постепенным раскрытием участков обогащенных сульфидной вкрапленностью, но недостаточное для получения гравитационными методами обогащенной фракции с содержанием никеля более 0.4% и отвальных хвостов менее 0.2%. При этой крупности возможно разделение руды на различные технологические типы.

При плотности 2.9 г/см<sup>3</sup> в тяжелую фракцию будет переходить руда с обычными технологическими свойствами, с составом сульфидной вкрапленности характерным для промышленных руд (67-70% пирротина и 20-25% пентландита). Содержание никеля в ней составит 0.33-0.35% при извлечении 60-68%. Это руда с высоким содержа-

нием относительно крупной сингенетической вкрапленности и незначительным количеством тонкой труднораскрываемой (около 2%), она может перерабатываться по существующей флотационной технологии.

Легкая фракция представлена оруденением с высокой долей пентландита (50-65%), но характеризуется значительным содержанием (до 18%) эпигенетической тонкой (менее 0.005 мм) вкрапленности. Эффективная переработка данной руды по действующей технологии невозможна. Содержание никеля в этой фракции в зависимости от крупности составит 0.22-0.26%. Оценка гравитационной обогатимости руды крупностью -1 мм методом разделения в тяжелых жидкостях показала, что при этой крупности возможно получение обогащенной фракции с содержанием никеля более 0.4% при извлечении 60-70%. Содержание никеля в отвальных хвостах при этом составит менее 0.2%.

Выявлены особенности раскрытия сульфидной вкрапленности в процессе измельчения. Установлено, что при крупности материала менее 0.4 мм в целом завершается раскрытие сингенетической вкрапленности, т.е. достаточно полное освобождение вкрапленников от включающей их силикатной матрицы. Также при этой крупности частично вскрывается эпигенетическая вкрапленность. При дальнейшем снижении крупности увеличивается доля раскрытых сульфидов, но тонкие сростки, обусловленные замещением сульфидов силикатами и магнетитом, встречаются даже в классе - 0.045 мм.

***И.Ж. Бунин, М.В. Рязанцева, И.А. Хабаров***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия; bunin\_i@mail.ru

### **РФЭС-ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ ХАЛЬКОПИРИТА И СФАЛЕРИТА В ПРОЦЕССЕ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ ИМПУЛЬСНОЙ ОБРАБОТКИ\*\***

Методом рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии (спектрометр Axis Ultra DLD, Kratos с монохроматическим источником рентгеновского излучения Al K<sub>α</sub>) исследовано изменение химического (валентного) состояния атомов, на поверхности (5 – 7 нм) тонкодисперсного (– 100 + 63 мкм) халькопирита и сфалерита в результате воздействия высоковольтных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ: τ (фронта импульса) ≤ 1-5 нс, τ (длит. имп) ≤ 50 нс, U(амп. имп) ~ 20 кВ, E ~ 10<sup>7</sup> В/м, частота повторения импульсов 100 Гц, энергия в импульсе ~0,1 Дж).

Показано, что в течение первых 10 с обработки происходит формирование ме-

---

\* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа акад. В.А.Чантурия» НШ-220.2012.5, гранта РФФИ № 11-05-00434-а, гранта Президента РФ (МК-1968.2012.5)

таллодефицитного, обогащенного серой поверхностного слоя сульфида ( $\text{CuFe}_{1-x}\text{S}/\text{Zn}_{1-x}\text{S}$ ), оксидов и гидроксидов Me (Fe и Zn). Увеличение продолжительности импульсного воздействия до 30–50 с вызывает термическое удаление элементной (полисульфидной) серы и обновление поверхности минералов.

Установлены принципиальные отличия механизма преобразования поверхности халькопирита и сфалерита при воздействии МЭМИ, проявляющиеся в следующих особенностях изменения химических состояний поверхностных атомов серы: для халькопирита — образование элементной серы вследствие импульсной обработки минерала в течение 10 с (рис. 1) и ее удаление с поверхности с увеличением времени обработки; для сфалерита — образование метастабильного сульфита (рис. 2) в течение первых ~ 5 с обработки с последующим формированием поли- и дисульфидной серы.

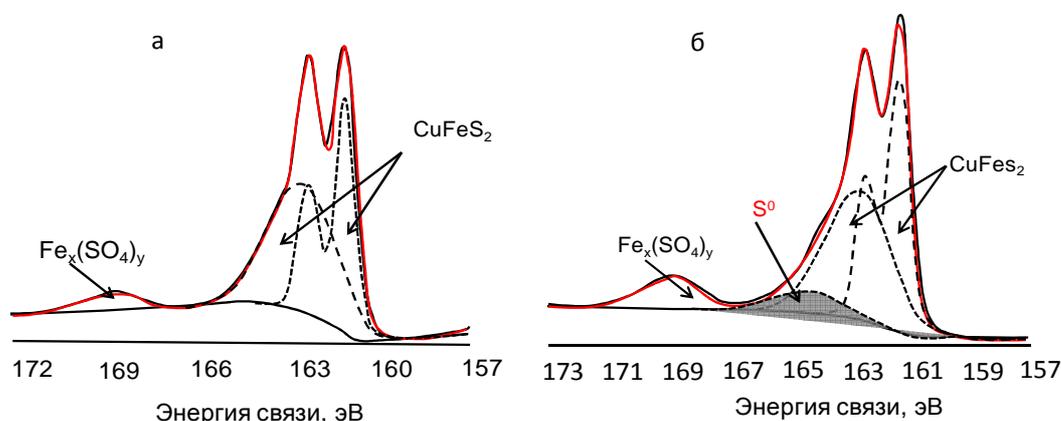


Рис. 1. РФЭС-спектр серы S 2p поверхности частиц халькопирита до (а) и после (б) обработки МЭМИ в течение 10 с

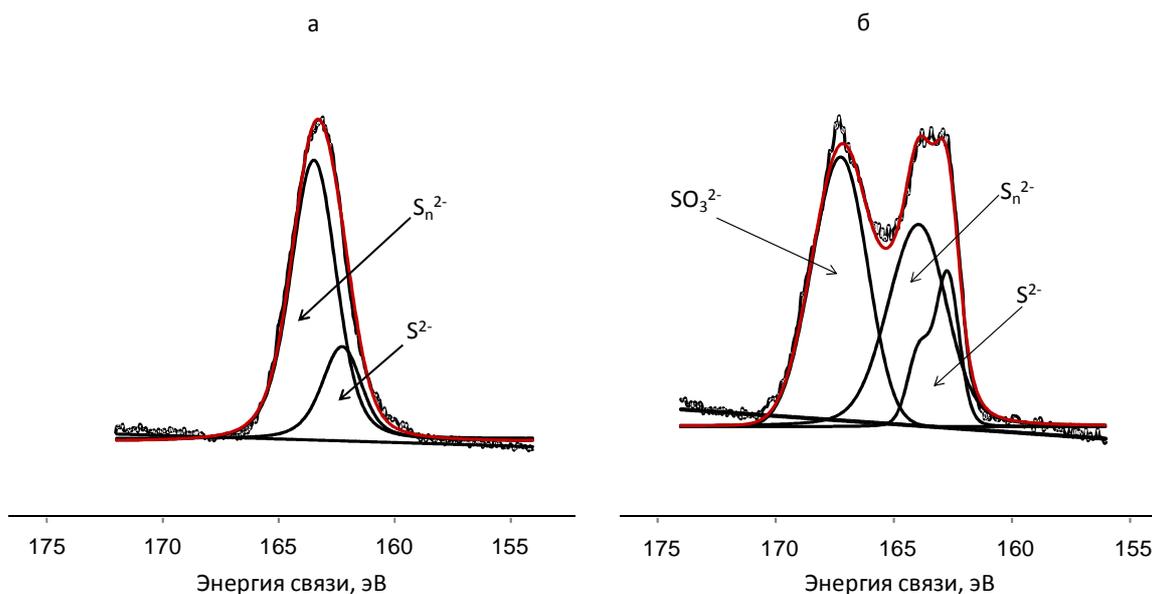


Рис. 2 – РФЭС - спектр серы S 2p поверхности частиц сфалерита до (а) и после (б) обработки МЭМИ (5 с)

Выявлена тенденция изменения концентрации молекул воды на поверхности минералов в зависимости от продолжительности электромагнитной импульсной обработки — снижение гидратированности поверхностного слоя халькопирита в результате воздействия МЭМИ в течение ~ 10–30 с и последующий рост концентрации молекул воды в поверхностном слое минерала с увеличением продолжительности импульсной обработки. Для сфалерита получена обратная зависимость.

Для мономинеральной флотации халькопирита и сфалерита установлено, что предварительная кратковременная (~ 10 с) обработка минералов наносекундными электромагнитными импульсами при подаче в процесс цинкового купороса приводит к активной депрессии сфалерита и существенному повышению селективности сульфидов за счет сорбции гидроксидов цинка на вновь образованных микродефектах на поверхности сфалерита.

**О.А. Якушина<sup>1</sup>, Е.Г. Ожогина<sup>1</sup>, М.С. Хозяинов<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное унитарное предприятие Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского, г. Москва, Россия, vims\_ozhogina@mail.ru

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования МО «Международный университет природы общества и человека «Дубна», г. Дубна, Россия, yak\_oa@mail.ru

## **МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РЕНТГЕНОВСКОЙ МИКРОТОМОГРАФИИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Для воспроизводства минерально-сырьевой базы страны, достоверной оценки запасов, выбора режима освоения месторождений и технологий переработки необходимо всестороннее изучение вещественного состава и морфоструктурных параметров природного и техногенного сырья в целях получения наиболее полной и достоверной информации о минеральном составе, который определяет качество сырья, особенности поведения минеральных фаз в технологических процессах, о пористости и трещиноватости нефтегазовых коллекторов или сорбирующих материалов.

Перспективный метод лабораторного анализа – рентгеновская микротомография (РТ), известная как метод интроскопии, дефектоскопии для изучения внутреннего объема объекта без разрушения. РТ сочетает недеструктивность, простоту процедуры анализа и оперативность с высокой информативностью получаемых данных, минимизирует влияние человеческого фактора на результаты. Исследование проводится без пробоподготовки, при естественном состоянии слагающих фаз. Присутствие минералов с близкими оптическими характеристиками, тонкодисперсных или слабо окристаллизованных, «рентгеноаморфных» фаз не является ограничением РТ анализа

Известно, что величина линейного коэффициента ослабления рентгеновского излучения (ЛКО)  $\mu$  см<sup>-1</sup> определяется химическим составом и плотностью вещества для данной энергии  $\gamma$ -излучения:  $\mu = \mu_m \cdot \rho$ , где  $\mu_m$  - массовый коэффициент ослабления гамма-излучения рассматриваемого вещества при той же энергии, см<sup>2</sup>/г;  $\rho$  - плотность вещества, г/см<sup>3</sup>. Распределение значений ЛКО в тонком плоском слое исследуемого объекта дает информацию о фазовой неоднородности и текстурно-структурных особенностях минерального вещества, по которой можно выявить их взаимосвязь с технологическими характеристиками (дробимость, характер срастаний и раскрытия рудных минералов, глубина измельчения). Это позволяет прогнозировать качество сырья и его поведение в процессах переработки, а также потери в хвостах за счет неполного раскрытия минералов. Сегодня в переработку вовлекаются новые типы сырья, ранее считавшиеся неперспективными. При этом возникают определенные трудности при исследовании их минерального состава из-за сложности их полиминерального состава изучаемых объектов, наличия в них тонкодисперсных и аморфных агрегатов, неоднородности зерен промышленно ценных минералов, близости физических свойств рудообразующих минералов. РТ повышает оперативность и эффективность исследования. Работы по применению рентгеновской микротомографии как инструмента исследований горных пород и руд были предложены и начаты в начале 1990-х гг. под руководством проф., д.т.н. М.С. Хозяинова [2].

Задача РТ исследования минерального вещества для получения генетической и технологической информации – данные о морфоструктурных характеристиках (в т.ч. количественных), т.е. текстурно-структурных и фазовом (минеральном) составе. Поэтому надо было определить меру и способ получения этой информации при РТ исследовании геообъектов. Подчеркнем различие промышленных (РТ) и медицинских (КТ) рентгеновских томографов и методик томографии. Исследуются принципиально различные по способности ослабления рентгеновских лучей вещества: металлы, сплавы, композиты и биологические ткани. Это: разные диапазоны рабочих энергий, соответственно, и разные эффекты взаимодействия с веществом: РТ 200-500 кэВ до МэВ и Комpton-эффект, КТ от 17 до 100 кэВ при основном 20-25 кэВ и фотоэффект; разные технические решения геометрии сканирования, разные режимы (импульсный и непрерывный); дозы облучения и рабочие площади сканирования. Отличаются задачи исследования. В КТ живых организмов и биологических тканей, томограммы анатомических структур (органов) анализируются на предмет наличия/отсутствия патологии. Доза облучения живого организма должна быть минимальной. Биологические ткани (мышцы, кровь, кости), в значительной степени (до 60%), состоят из связанной воды и слабо поглощают рентгеновские лучи, в них технически просто вводить рентгеноконтрастные вещества–маркеры. В КТ медицинского и биологического назначения используется шкала денситометрических показателей «Шкала единиц Хаунсфил-

да» (НУ) – рентгеновской плотности биологических тканей по отношению к дистиллированной воде, принятой за 0 НУ при ст. условиях. Например, для энергии 100 кэВ,  $I=100$  мА для крови, мышечной ткани и костной ткани  $\mu$ , составляет всего 0,178, 0,180 и 0,48 см<sup>-1</sup> ( $\mu$  воздуха=0), лишь  $\mu$  некоторых минералов близко  $\mu$  костной ткани: 0,44 кварц, 0,53 кальцит, обычно много выше: ~1,5 сульфиды (пирит, сфалерит) и оксиды (магнетит), 6,1 барит; у металлов 2,91 железо, 11,7 олово, 14,9 серебро, 62,6 свинец, 98,6 золото.

Предложено проводить идентификацию элементов неоднородности (минеральных фаз) путем сопоставления отношений амплитуд ЛКО ( $\alpha_s$ ) на томограмме (эксперимент) для фазы и образца сравнения (как правило, алюминия, плотность которого наиболее близка к плотности породообразующих силикатов и алюмосиликатов) – с теоретически рассчитанными для них отношениями эффективных величин ЛКО ( $\alpha_r$ ). Именно этот методический прием позволяет проводить автоматическую идентификацию фаз и отличает представленную работу от известных. Он позволяет сопоставлять измерения, проведенные при разных режимах съемки, для идентифицируемых фаз разных размеров, при меняющемся минеральном составе вмещающей среды (горной породы, минерального агрегата) – «геологическом фоне» образцов. Расчет осуществляется в предположении, что химический состав и плотность идентифицируемой фазы известны. Близость отношений измеренных амплитуд и рассчитанных величин ЛКО для идентифицируемой фазы и образца сравнения с большой степенью вероятности свидетельствует о правильности предположения относительно минерального состава диагностируемых фаз. Известные данные позволяют повысить надежность идентификации фаз и морфоструктурных особенностей.

Экспериментальные исследования геообъектов проведены на отечественном рентгеновском микротомографе ВТ-50-1 «Геотом» (Проминтро, Россия), изготовленном специально для решения геологических задач: средняя энергия нефильтрованного излучения ~100 кэВ, достаточная для просвечивания минеральных объектов, обеспечивается преобладание фотоэффекта при взаимодействии гамма-квантов с веществом, когда величина ЛКО зависит от атомного номера элемента, т.е. состава вещества. Прибор соответствует российским регламентирующим документов по аппаратуре неразрушающего контроля и международному стандарту ASTM E1441-11. Рабочее напряжение рентгеновской трубки  $U=100$  кВ, ток накала  $I=2,9$  А; блок детекторов 8 измерительных каналов со сцинтилляторами CsJ(Na), веерная геометрия сканирования, шаг сканирования 3 мкм. Конструкция микротомографа позволяет изучать объекты диаметром до 1,5 см и высотой до 5-7 см; 4 режима работы по детализации (увеличении) исследуемого слоя. Предел пространственного разрешения 5 мкм; чувствительность к изменению величины ЛКО 1%. Реализована возможность исследования локальных зон и коррекции немонотонности спектра излучения. Диапазон значений томограммы в шкале условных единиц от -32767 до 32768 в десятичной системе

счисления.

По результатам исследований разработана схема РТ анализа: проводится в три этапа: 1). Просвечивающая рентгенографическая съемка объекта для выявления наличия сильнопоглощающих фаз и выбора участков сечений томограмм. 2). Съемка томограммы по выбранному сечению. 3). Расчет экспериментальных и теоретических значений ЛКО. Выделяют элементы неоднородности (минеральные фазы, пустоты, трещины), определяют диапазоны значений ЛКО. Проводят идентификацию выделенных элементов, морфоструктурное исследование – морфология, гранулярный состав, содержание путем линейного и площадного анализов изображений томограмм на основе построения гистограмм частотного распределения амплитуды ЛКО.

Методом РТ были исследованы разные виды природного и техногенного минерального сырья – минералы, их агрегаты, руды черных и легирующих металлов, ископаемые угли, алмазонасные породы и алмазы, шунгитовые породы, океанические руды, техногенное сырье (металлургические шлаки, окатыши), органогенные минералы, уникальные объекты (лунный грунт, метеориты, коллекционные образцы) и др. Проведены исследования, показавшие возможность применения томографа как средства признаков разделения для экспрессной разбраковки рудосодержащих кусков от пустой породы – разделения рудного и нерудного материала в процессе обогащения минерального сырья.

*Список использованных источников*

1. Хозяинов М.С., Вайнберг Э.И. Вычислительная микротомография – новая информационная технология неразрушающего исследования внутренней микроструктуры образцов геологических пород // Геоинформатика, 1992. №1. С. 42-50.
2. Якушина О.А., Ожогина Е.Г., Хозяинов М.С. Рентгеновская вычислительная микротомография - неразрушающий метод структурного и фазового анализа // Мир измерений. 2003. № 10(32). С. 12-17.

***П.В. Маляров, К.Н. Каплаухов, И.Н. Манака, С.Н. Миронова***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Южно-Российский государственный технический университет» (Новочеркасский политехнический институт), г. Новочеркасск, Россия, [PetrMalyarov@Gimail.com](mailto:PetrMalyarov@Gimail.com), [manaka.ivan@mail.ru](mailto:manaka.ivan@mail.ru), [mironova\\_svetlan@mail.ru](mailto:mironova_svetlan@mail.ru)

**РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В ДВУХСТАДИАЛЬНЫХ СЕКЦИЯХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

В настоящее время на обогатительных предприятиях России и стран СНГ большее распространение получили двухстадиальные секции измельчения с применением шаровых барабанных мельниц. Значительный резерв повышения эффективности измельчительных отделений заложен в технологическом регулировании и совершенст-

вовании классифицирующих и транспортных устройств.

Практика применения гидравлических классифицирующих устройств в ряде случаев позволяет осуществлять равномерное распределение энергии измельчения между последовательными стадиями с высокой эффективностью классификации. В условиях ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» на первом этапе удалось поднять производительность отдельной секции измельчения со 160 до 205 т/ч, (28%) при одновременном улучшении качества готового к обогащению продукта, а в настоящее время при соблюдении заданного технологией режима измельчения производительность достигает 220 т/ч (37,5%).

После исключения из технологической схемы Талнахской обогатительной фабрики спиральных классификаторов как классифицирующих аппаратов они продолжают эксплуатироваться как винтовые транспортеры. Очевидно, что для транспортирования песков циркулирующей нагрузки в мельницу I стадии необходимо менее громоздкое и более эффективное устройство.

Вместе с циркулирующей нагрузкой в мельницу направляется и металлический скрап в виде фрагментов изношенных и разрушенных мелющих тел.

Количество скрапа в циркулирующей нагрузке мельниц первой стадии измельчения непостоянно и зависит от состояния решетки, качества и первоначального состава загружаемой шихты шаров в мельницу, размеров отверстий в бутах.

Нами проведены исследования состава и количества металлических включений в мельницах первой стадии измельчения МШР 3200x3800 Норильской обогатительной фабрики и МШР 3200x3100 Урупского ГОКа.

Характеристики металлического скрапа мельниц разных обогатительных предприятий идентичны, хотя и варьируются в широких пределах, как по форме, так и по размерам, а его количество в песках спирального классификатора достигает 8% от циркулирующей нагрузки (Урупский ГОК), причем сама циркулирующая нагрузка составляет 150-200% от производительности по исходному питанию.

На рис. 1 представлены фотографии типичных образцов скрапа по форме и размерам. Частицы крупностью выше 12 мм (рис. 1 а) представлены образцами закругленных форм и являются частью изношенных шаров или их крупных фрагментов после раскалывания. Характерным для таких образцов является отсутствие на их поверхности острых граней, при котором уменьшение размеров связано с абразивным износом поверхностных слоёв.

Практически все частицы крупностью от 2 до 12 мм (рис. 1 б, в, г) имеют на своей поверхности острые углы и грани, характеризующие процессы, связанные с хрупким разрушением более крупных частиц. Это объясняется тем, что с уменьшением размеров изнашиваемых частиц скрапа в сложном напряженном состоянии внутренние напряжения в их сечениях растут при постоянных нагрузках со стороны мелющей среды и перерабатываемого материала. При достижении предельных значений проис-

ходит хрупкое разрушение. Очевидно, что образованные в процессе хрупкого разрушения частицы скрапа впоследствии интенсивно разрушаются и изнашиваются под воздействием коррозии, что приводит к безвозвратным потерям материала мелющих тел. Наличие значительного количества металлических включений плоской, вытянутой, игловидной формы (рис. 1 г) связано с разрушением шаров имеющих дефекты внутренней структуры.



Рис. 1. - Металлические включения в песках спирального классификатора в цикле с мельницей МШР 3200х3100

а) – крупностью + 12 мм; б) – крупностью -12 +6 мм; в) - крупностью -2 мм; г) – образцы вытянутые, плоские, игловидной формы

В связи с тем, что все образцы размером менее 12 мм (рис.1) представляют собой обломки более крупных фрагментов, с выводом из состава циркулирующей нагрузки крупных частиц скрапа прекратится и образование мелких обломков.

Присутствие в циркулирующей нагрузке шаровых мельниц металлического скрапа приводит не только к повышенному износу рабочих органов сопрягаемого с мельницей оборудования, но и к снижению производительности мельниц и повышенному расходу материала мелющих тел.

Наиболее перспективным способом удаления металлического скрапа из разгрузки мельниц является применение мощных постоянных магнитов на основе редкоземельных металлов в магнитных улавливателях, устанавливаемых на разгрузочной горловине мельниц, разработанных фирмой «СЕТКО». Однако эффективность удаления скрапа из разгрузки мельниц за один проход остаётся низкой. Основной причиной такого явления является то, что извлечение магнитных частиц осуществляется из потока вязкой пульпы, с большой производительностью и скоростью истечения через разгрузочную горловину мельницы.

В случаях, когда целесообразным является применение гидравлических барабанных грохотов, представляется возможным комплексное решение проблемы рационального разделения минерального сырья по стадиям измельчения и вывода металлического скрапа с высокой эффективностью малогабаритным магнитным улавливателем.

Классифицирующее устройство с магнитным улавливателем, представленное на схеме рис. 2 для шаровых мельниц предусматривает грохочение (классификацию) с

выделением из разгрузки мельниц классов крупности для дальнейшего разделения в гидроциклонах.

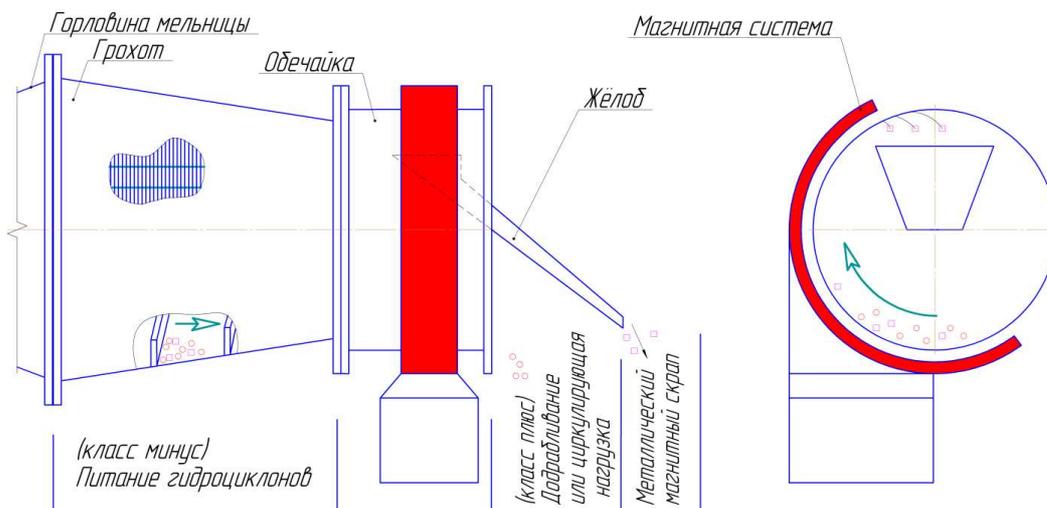


Рис. 2. Схема классифицирующего устройства разгрузки мельниц первой стадии с магнитным улавливателем металлического скрапа

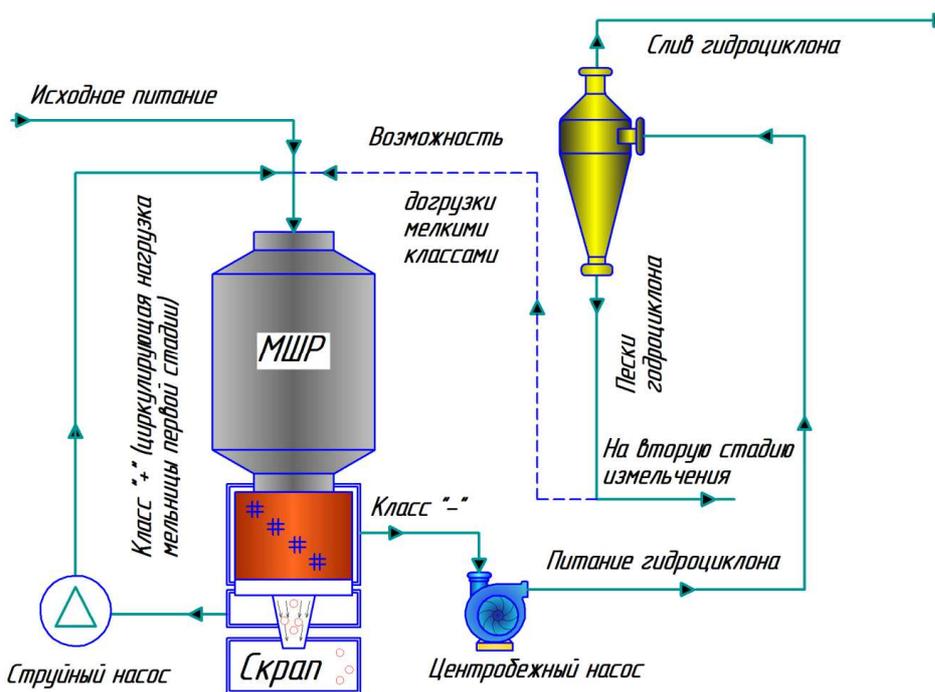


Рис. 3. Схема представлена схема транспортирования циркулирующей нагрузки с использованием струйного насоса

Очевидным преимуществом представленной схемы является то, что извлечение скрапа из надрешетного продукта осуществляется за один проход из обезвоженной массы циркулирующей нагрузки состоящей на 98-99% из классов не менее + 2 мм.

В соответствии с представленной схемой нами было спроектировано и изготов-

лено классифицирующее устройство для мельниц МШР 3200×3800 НОФ ОАО «Норильский никель».

Экспериментальные исследования промышленного образца изготовленного для мельницы 3200×3800 Норильской обогатительной фабрики показали 100-процентную извлекаемость магнитного скрапа за один проход.

Практика эксплуатации барабанных классифицирующих устройств показала, что для разных предприятий размер ячеек сит не превышает 3,5 мм. Выделенные из состава циркулирующей нагрузки фрагменты металлического скрапа могут быть повторно использованы в литейном производстве.

Наиболее перспективным способом транспортирования циркулирующей нагрузки является гидротранспортная магистраль.

На рис.3 представлена схема транспортирования циркулирующей нагрузки с использованием струйного насоса. В качестве активной среды технология измельчения позволяет использовать техническую воду, подаваемую в мельницы при измельчении. Транспортируемый надрешетный продукт барабанного классифицирующего устройства подается в нижнюю часть ящика улиткового питателя.

Предложенная схема транспортирования не требует дополнительных площадей, проста в обслуживании, не имеет специальных приводов.

#### **Выводы:**

1. Комплексное решение вопросов рационального разделения по крупности продуктов измельчения мельниц первой стадии с магнитным улавливанием скрапа приводит к ряду положительных эффектов:

- замена спиральных классификаторов на барабанные классифицирующие устройства с магнитными улавливателями позволяет повысить производительность секций измельчения не только за счет рационального распределения энергии измельчения между стадиями, но и за счет удаления из мельницы металлического скрапа и его замены полноразмерными мелющими телами;

- обезвоживание надрешетного продукта позволяет извлекать частицы скрапа не из пульпы, в состав которой входит объем исходного питания и 100-200% циркулирующей нагрузки, а из влажного материала крупностью более  $2 \div 3,5$  мм при циркулирующей нагрузке не более 25% от исходного питания;

- извлечение из состава циркулирующей нагрузки металлического скрапа позволяет в отдельных случаях использовать устройства типа «насос - гидроциклон» в секциях первой стадии измельчения и приводит к снижению удельного расхода мелющих тел.

2. Применение гидротранспортных магистралей для транспортирования циркулирующей нагрузки позволяет полностью исключить из схемы измельчения спиральный классификатор, а освободившееся пространство использовать для монтажа необходимого технологического оборудования.

**П.К. Федотов, А.А. Пыхалов**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Иркутский государственный технический университет, г. Иркутск, Россия

## **ИЗУЧЕНИЕ ЭНЕРГОЕМКОСТИ ПРОЦЕССА МЕЖЧАСТИЧНОГО РАЗРУШЕНИЯ РУДЫ**

В процессе рудоподготовки в технологии обогащения пород ежегодно тратится не менее 5% всей производимой энергии в мире. Такой уровень энергозатрат указывает на важность изучения этих процессов в жизнедеятельности человека.

Как известно, значительная часть не эффективно затрачиваемой энергии в большинстве традиционных дробильно-измельчительных машинах, имеет место по причине отсутствия на предварительных этапах отработки технологического процесса решения основной задачи разрушения, а именно, изучения конструктивно-силовых факторов создания в разрушаемом объеме породы поля внутренних напряжений, которые превышают предельные прочностные характеристики материала.

Наше исследование направлено на изучение условий разрыва связей кристаллической решётки породы, с образованием поверхности разрушения и, тем самым, соблюдение условий выполнения основной задачи рудоподготовки – «не дробить ничего лишнего».

Решению этой задачи, на сегодня, в наибольшей степени отвечает технология межчастичного разрушения материала в роллер прессе. Использование данного оборудования позволяет экономить значительное количество энергии, по причине заложенного в него механизма разрушения минерального сырья. Однако и в этом случае изучение поля напряжений в разрушаемом слое породы может повысить эффективность энергозатрат рудоподготовки.

Представленное изучение в рассматриваемой работе, с учётом современных тенденций развития математического компьютерного моделирования деформируемых сред, построено на основе метода конечных элементов.

Дополнительно, для наиболее полного изучения энергетических затрат на деформацию горной породы и условий ее межчастичного разрушения, используется решение контактной задачи теории упругости. Решение этой задачи так же позволяет изучать затраты энергии на межчастичное трение при взаимодействии объемов породы в роллер прессе.

Изучение и оптимизация межчастичного разрушения руды является важной задачей в области обогащения полезных ископаемых и позволяет значительно уменьшить энергозатраты процесса рудоподготовки в целом.

***А.Ю. Каркешкина, А.В. Курков, И.Г. Балакина***

Открытое акционерное общество «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии» (ОАО «ВНИИХТ»), г. Москва, Россия, anna\_vniiht@mail.ru

## **ПРОВЕДЕНИЕ ИСПЫТАНИЙ С ОТРАБОТКОЙ ПАРАМЕТРОВ РАДИО-МЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ МЕЛКОГО КЛАССА УРАНОВЫХ РУД (–25+15 ММ) НА РУДОСОРТИРОВОЧНОМ КОМПЛЕКСЕ РСМ–10**

При радиометрическом обогащении урановых руд сепарации подвергаются только классы крупности от 25 до 200 мм. Снижение нижней границы крупности до 15 мм при сепарации урановых руд позволит увеличить количество отвальных хвостов на 5–10% от исходной руды.

Целью настоящей работы являлась разработка параметров и условий эффективной сепарации класса –25+15 мм урановых руд на примере руд Эльконского района.

Опытная сепарация осуществлялась на специально созданном стенде на базе рудосортировочного комплекса РСМ–10. В узлы комплекса РСМ–10 и, прежде всего, в блок сепарации были внесены следующие основные конструктивные изменения:

- на III стадии (стадии выделения хвостов) блока сепарации был смонтирован узел измерения из пяти блоков детектирования (БД);
- длина направляющих лопаток, установленных над лентой блока сепарации, увеличена до 320 мм;
- давление воздуха на входе клапанов КВ–110П снижено до 4 ати (0,4 МПа);
- диаметр сопла клапанов уменьшен с 11 до 6 мм для повышения селективности отбора кусков (снижения ширины струи выбрасываемого воздуха).

Опытная сепарация проведена на трех технологических пробах руды Эльконского района различной степени обогатимости.

Задачей исследований являлось определение оптимальных режимов и параметров опытной сепарации руд: необходимое количество блоков детектирования на стадии выделения хвостов, параметры алгоритма сепарации, оптимальная производительность, эффективность использования устройства дискриминации временных интервалов.

Ранее теоретически была показана возможность повышения эффективности сепарации класса –25+15 мм при использовании способа регистрации межимпульсных временных интервалов с соответствующей их дискриминацией. Был создан макет трехканального устройства дискриминации временных интервалов (УДИ).

УДИ обеспечивает снижение уровня естественного фона блоков детектирования с 35–40 до 12–15 имп/с за счет дискриминации временных интервалов, превышающих определенное значение  $\tau_0$  (~10–20 мкс), определяемое для каждого БД экспериментально. Снижение уровня фона в 2–2,5 раза приводит при постоянном пороге разделения к изменению соотношения величин сигнал – фон в пользу полезного сигнала и, как следствие, к снижению порога разрешающей способности узла измерения.

В результате проведенных работ определены следующие оптимальные условия и параметры сепарации:

необходимое количество блоков детектирования на стадии выделения хвостов – три БД для легко- и среднеобогатимых руд, четыре БД для труднообогатимых руд;

параметры алгоритма компенсации «подсветки» следующие:

I и II стадии – экспозиция 0,03 с, глубина компенсации «подсветки» – 1 такт, коэффициент компенсации «подсветки» – 30%, длительность дутья – 3 такта;

III стадия – экспозиция 0,05 с, глубина компенсации «подсветки» – 2 такта, коэффициент компенсации «подсветки» – 55%, длительность дутья – 3 такта (II стадия) и 4 такта (III стадия);

оптимальная производительность сепарации составляет 1–1,2 т/ч для легко- и среднеобогатимых руд, а для труднообогатимых – 0,9–1 т/ч на ручей сепаратора.

Показана эффективность использования устройства дискриминации временных интервалов. Использование при сепарации УДИ позволяет или повысить выход хвостов на 4–5% от класса при практически одинаковом содержании урана в них, или при неизменном выходе хвостов снизить содержание урана в них на ~ 0,003%.

Выделено из труднообогатимой руды около 43% хвостов от класса (5% от исходной руды), из среднеобогатимой руды – 55% хвостов (7% от исходной руды), из легкообогатимой руды – 67–74% хвостов (8–9% от исходной руды). Содержание урана в хвостах составляет 0,020–0,028%, а с использованием УДИ 0,017–0,026%. Достигнута достаточно высокая эффективность процесса разделения – 75–82%.

***П.М. Соложенкин<sup>1</sup>, Н.Е. Нехорошев<sup>2</sup>, К.М. Карлусова<sup>3</sup>***

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия, solozhenkin@mail.ru

<sup>2</sup> ЗАО «Висмут», г. Москва, Россия, nen@vismut-geo.ru

<sup>3</sup> Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия, karlusova91@mail.ru

## **КЛАСТЕРЫ МИНЕРАЛОВ МЕТАЛЛОВ ПОДГРУППЫ МЫШЬЯКА (SB, VI, AS) МЕНДЕЛЕЕВСКОЙ ТАБЛИЦЫ И ИХ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ С СОБИРАТЕЛЯМИ ПО ДАННЫМ КВАНТОВО-МЕХАНИЧЕСКИМ ПРЕДСТАВЛЕНИЯМ**

Молекулярное моделирование интенсивно развивается в последние годы [1-3].

В литературе недостаточно освещаются теоретические вопросы обогащения сурьмяных, висмутовых и мышьяковых руд. Поэтому основной целью настоящей статьи является создание молекулярных моделей основных минералов подгруппы мышьяка МПAs, осуществить их моделирование, изучить физико-химические свой-

ства кластеров минералов МПAs и создать основы для прогноза оценки активности собирателей флотации.

Авторы использовали для компьютерного моделирование минералов, реагентов программу ChemBio 3D специализированного комплекса ChemOffice корпорации Cambridge Soft. Расчет данных также осуществляли методом РМ 7 с помощью программного модуля МОРАС 2012 . Компьютерные данные получали после минимизации ММ 2.

*Молекулярные модели кластеров МП As.*

Были созданы модели основных сурьмяных, висмутовых и мышьяковых минералов и изучено их молекулярное моделирование. Известно около 250 природных минералов мышьяка некоторые из них: ллелингит  $FeAs_2$ , реальгар  $As_4S_4$ , аурипигмент  $As_2S_3$ , энаргит  $Cu_3AsS_4$ , теннантин  $Cu_3AsS_3$ , кобальтин  $CoAsS$ , прустит  $Ag_3AsS_3$ .

Были созданы модели основных минералов МПAs (рис. 1).

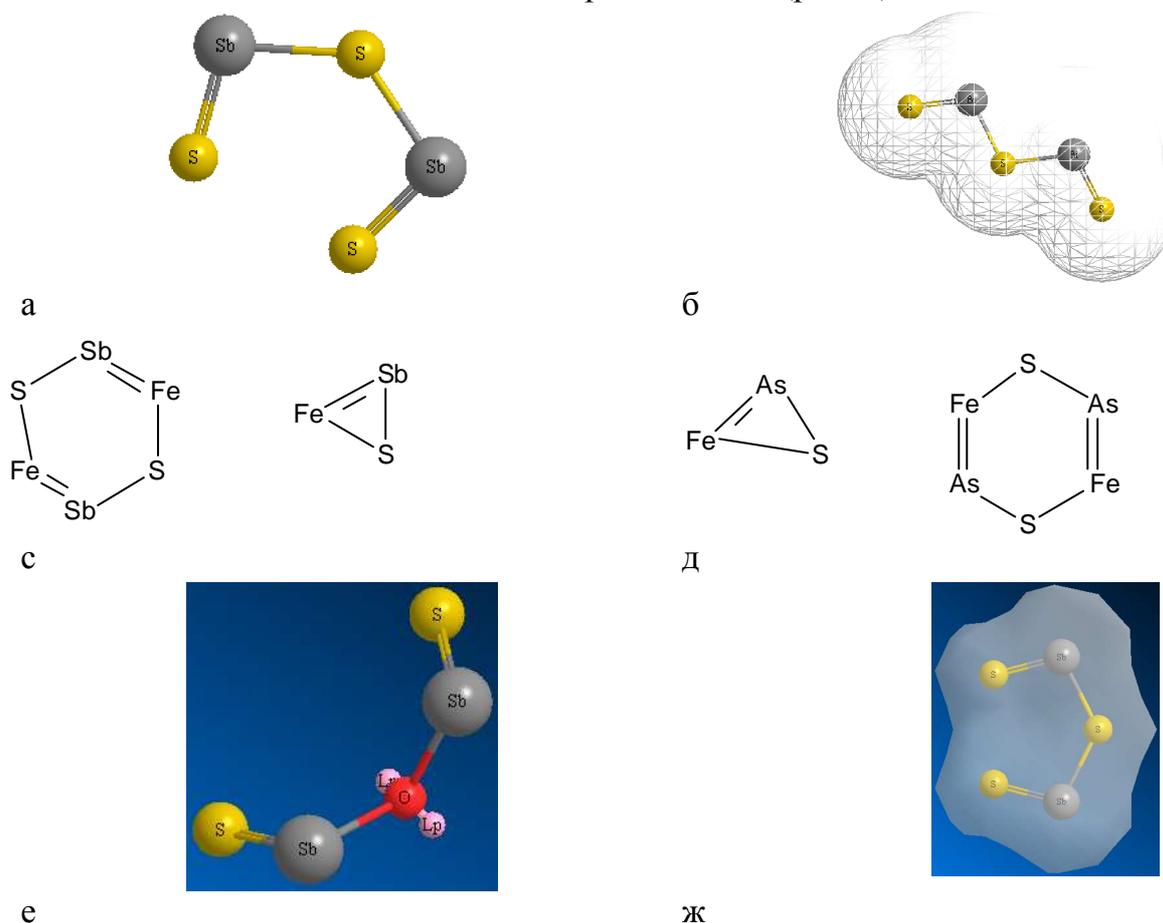


Рис. 1. Молекулярные модели минералов МПAs:

а - шаростержневая модель антимонита; б - сетчатая модель висмутина -  $Bi_2S_3$  с границей взаимодействия с растворителем (водой); с - формулы гудмундита простой и циклической структуры; д - формулы арсенопирита простой и циклической структуры; е - прозрачная шаростержневая модель антимонита с границей ван-дер-ваальсового радиуса; ж - шаростержневая модель кермезита

Молекулярные модели и молекулярные орбитали были тщательно проанализированы и вычислены основные компьютерные параметры (табл.1). По известным уравнениям были вычислены абсолютная жесткость  $\eta$ , эВ, химический потенциал по Пирсону и Пару  $\chi$  и степень переноса заряда  $\Delta N$  для исследованных минералов.

В табл. 1 представлены уровни молекулярных орбиталей НОМО, LUMO, результаты расчеты основных параметров минералов МПAs.

Таблица 1

НОМО, LUMO и расчетные компьютерные параметры минералов

Соединение (минерал)	НОМО, эВ	LUMO, эВ	$\eta$ , эВ	$\chi$ ,
Антимонит	-2,073	-1,017	1,056	1,545
Сурьма(V) сульфид	-5,280	-2,035	3,245	3,658
Триоксид Sb	-9,053	-6,223	2,83	7,638
Пентооксид Sb <sub>2</sub> OS <sub>2</sub>	-13,889	-7,647	6,242	10,768
Пирит	-7,664	-7,175	0,489	7,42
Висмутин Bi <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	-8,315	-2,758	5,557	5,5365
Арсенопирит	-13,866	-11,377	6,139	12,6215
Арсенопирит	-12,699	-6,560	6,139	9,6295
Гудмундит	-13,456	-11,429	2,027	12,4425
Гудмундит	-12,693	-6,302	6,391	9,498

Все представленные в табл. 1 минералы характеризуются значениями абсолютной жесткости  $\eta = 0,489 \div 6,391$  эВ. На основании квантово-химических представлении установлено, что электрофильными центрами сорбции являются катионы металлов минералов.

*Создание флотационных комплексов, включающие кластеры минералов и связанного к атому минерала сульфгидрильного собирателя*

Созданы (сконструированы) модели различных минералов подгруппы мышьяка (МПAs), названные нами кластерами (прототипами, прообразами) минералов, так их строение соответствует химической формуле, а расстояние между отдельными атомами соответствует известным табличным данным.

Была разработана методика создания флотационных комплексов, включающая кластер минерала МПAs и связанного с атомом (атомами) минерала различных сульфгидрильных собирателей (композигов). Связывание собирателя (композига) с кластером минерала осуществляли двумя способами:

1. Сульфгидрильный собиратель в виде кислоты с помощью химической связи (стрелки) прикрепляли к атому металла кластера программой ChemBioDraw Ultra 12.0. Созданный комплекс трансформировали в программе ChemBio3D Ultra 12.0. в виде соответствующей модели для получения необходимых данных. Этот тип связывания можно отождествлять с физическим закреплением собирателя.

2. Связывание собирателя с атомов кластера осуществляли с использованием ре-

акции присоединения. В этом случае обнаружено изменение степени окисления атома кластера. Для атомов Sb, Bi, As в кластерах для компенсации заряда соединения появляется и присоединяется протон. Эта реакция позволяет считать, что при закреплении собирателя на поверхности минерала в процессе реальной флотации происходят также аналогичные процессы и действует реакция присоединения.

Этот тип связывания можно отождествлять с химическим закреплением собирателя. Пограничные орбитали НОМО и LUMO молекул включают движение электронов между ними. Эти зависимости, возможно, проследить при изучении зарядов кластеров и созданных комплексов. Исследования в этом направлении продолжаются.

На рис. 2 представлены схемы связывания атомов кластеров МПАс различными собирателями.

Предложен прогноз оценки активности собирателя (ПОАС) - взаимодействия собирателя с кластером минерала - в виде разницы общей энергии комплекса и суммы энергии кластера и энергии собирателя, определяемые по выражению (табл.2):

$$\Delta E = E \text{ комплекса} - (E \text{ кластера} + E \text{ собирателя}), \text{ эВ}$$

По полученным данным можно собиратели классифицировать и сравнивать относительно реперного собирателя - бутилксантогеновой кислоты. Наибольшие ПОАС для антимонита и кермезита указывают на слабую их флотируемость бутилксантогеновой кислотой. При применении диметилдитиокарбаминовой кислоты ПОАС для антимонита уменьшается в 17,03 раза. Известно, что данный реагент способствует повышению извлечению сурьмы, что было установлено многолетней практикой.

ПОАС, рассчитанный для антимонита по общей энергии с участием реакции присоединения аниона собирателя, характеризуется следующими данными:  $\text{SbHSbS}_3 \cdot \text{S(S)CO C}_4\text{H}_9 = -14,0256 (-17,00429)$ ;  $\text{SbHSbS}_3 \cdot \text{S(S)CN(CH}_3)_2 = -14,0397$ ;  $\text{SbHSbS}_3 \cdot \text{S(S)POC}_3\text{H}_7\text{C}_4\text{H}_9 = -15,1157 \text{ эВ}$  и для  $\text{Bi}_2\text{S}_3 \cdot \text{S(S)CP(CH}_2\text{CH}_3)_2 = -16,10826 \text{ эВ}$ .

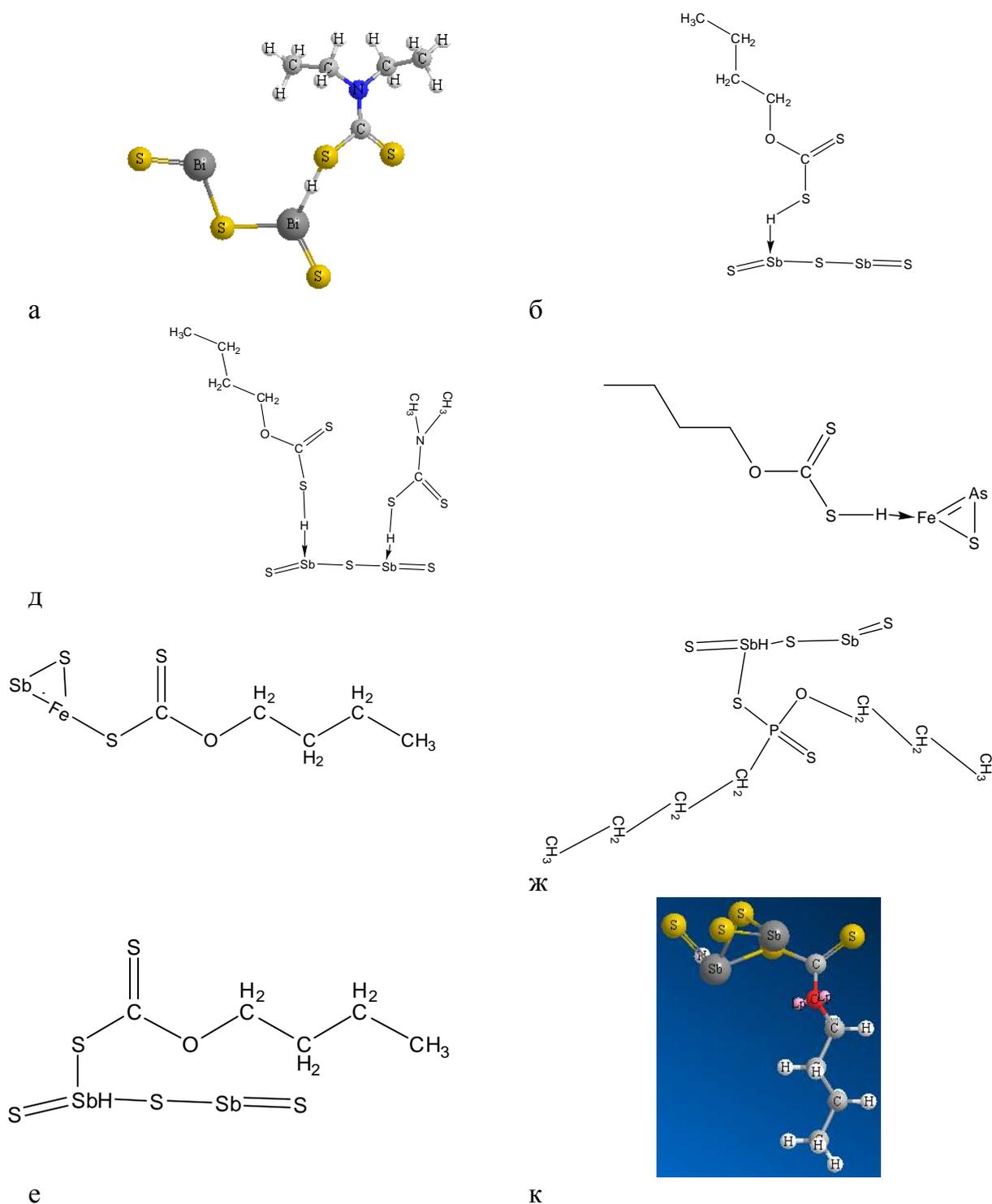
ПОАС, рассчитанный для аурипигмент  $\text{As}_2\text{S}_3$  и ллелингит  $\text{FeAs}_2$  по общей энергии с участием реакции присоединения резонансных анионов бутилксантогеновой кислоты, характеризуется следующими данными

$$\begin{aligned} \text{AsHAsHFe} \cdot \text{S} \cdot \text{SCOC}_4\text{H}_9 &= -14,8644; \text{As}_2(\text{Fe}) \cdot \text{S(S)COC}_4\text{H}_9 = \\ &= -5,5665; \text{As}_2(\text{Fe}) \cdot \text{S SHCOC}_4\text{H}_9 = +12,4223 \end{aligned}$$

Наименьший ПОАС наблюдается для висмутита в случае использования гексилксантогеновой кислоты, диэтилдитиокарбаминовой кислоты и эта величина коррелирует с их флотационной активностью[4].

Был установлен порядок кандидатов в хиты собирателей для флотации висмутита (уменьшение ПОАС): диэтилдитиокарбаминовая + дибутилдитиофосфорная кислоты  $-4,4922(-5,83384) < \text{Bi}_2\text{S}_3 + \text{гексилксантогеновая кислота} -3,5724(-2,93199) < \text{Bi}_2\text{S}_3 + \text{диэтилдитиокарбаминовая кислота} -3,5304(5,55671) < \text{Bi}_2\text{S}_3 + \text{R}_2\text{PCS}_2\text{H} -3,0883 < \text{Bi}_2\text{S}_3 + \text{бутилксантогеновая кислота} -2,8624(-3,76824) < \text{Bi}_2\text{S}_3 + \text{дифенилдитиофосфиновая кислота} -1,4281 < \text{Bi}_2\text{S}_3 + \text{2-меркаптобензтиазол} -1,21941 (-1,22122)$ , а порядок ПОАС для

$\text{Bi}_2\text{S}_3$ + купферон -3,23602 <  $\text{Bi}_2\text{S}_3$ + гексаметилендитиокарбамат-3,21612 эВ.



е

к

Рис. 2. Схемы связывания атомов кластеров МПAs различными собирателями:

$\text{Bi}_2\text{S}_3$  + диэтилдитиокарбаминовая кислота (а),  $\text{Sb}_2\text{S}_3$  + бутилксантогеновая кислота (б) и  $\text{FeSbS}$  + бутилксантогеновая кислота (в),  $\text{FeAsS}$  + бутилксантогеновая кислота (г),  $\text{Sb}_2\text{S}_3$  + бутилксантогеновая и диметилдитиокарбаминовая кислота (д),  $\text{SbHSbS}_3$  + бутилксантогеновая кислота (е),  $\text{SbHSbS}_3$  +  $\text{O}-(\text{C}_3\text{H}_5)(\text{C}_4\text{H}_9)\text{PS}_2\text{H}$  (ж), шаростержневая модель  $\text{SbHSbS}_3$  + бутилксантогеновая кислота (к)

Таблица 2

ПОАС для кластеров минерала подгруппы мышьяка (МПAs)

Кластер МПAs	Бутил ксантогеновая кислота	$(\text{CH}_3)_2\text{NCS}_2\text{H}$	$\text{O}-(\text{C}_3\text{H}_5)(\text{C}_4\text{H}_9)\text{PS}_2\text{H}$	$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{PCS}_2\text{H}$
Антимонт $\text{Sb}_2\text{S}_3$	-0,7017	-11,9517	-0,3922	
Кермезит $\text{Sb}_2\text{OS}_2$	-0,4197	-11,9609		
Гудмундит $\text{FeSbS}$	-3,932			
Арсенопирит $\text{FeAsS}$	-3,4437	-13,8203		
Висмутин $\text{Bi}_2\text{S}_3$	-2,8624	-3,5304		-3,0883 (-4,23627)

### **Выводы**

1. Кластеры минералов подгруппы мышьяка (МПAs) изучены молекулярным моделированием. Определены основные физико-химические и компьютерные параметры кластеров, энергию связи, заряды отдельных атомов.

2. Впервые обнаружена реакция присоединения при связывании сульфгидрильных собирателей с атомом металла кластера с изменением степени окисления, а на атомах Sb, Bi, As в кластерах появляется и присоединяется протон для компенсации заряда соединения.

3. Для комплексов кластеров минералов и собирателей определены энергия ВЗМО, расстояние между собирателем и атомом минерала. Предложен прогноз оценки активности собирателя (ПОАС), который в основном коррелирует с флотацией минералов сурьмы, мышьяка и висмутина.

### *Список использованных источников*

1. Соложенкин П.М. Создание и прогнозирование свойств эффективных, малотоксичных флотационных реагентов на основе квантово-механических представлений с целью комплексного извлечения цветных и благородных металлов. (Под общей редакцией д. т. н. С.И. Иванкова). ВИНТИ. Научные и технические аспекты охраны окружающей среды. Обзорная информация. Выпуск №1. Москва 2013, 121с.
2. Соложенкин П.М. Квантово-химические и молекулярно-динамические аспекты прогнозирования свойств собирателей металлов из продуктивных растворов цветных металлов //Отдельный выпуск горно-информационного аналитического бюллетеня (научно-технического журнала). - М.: Изд-во «Горная книга» 2012.-NOR1-632 с. С 431 -455.
3. Соложенкин П.М. Создание прототипов сульфидных минералов и взаимодействие их с реагентами в процессе флотации и выщелачивания руд, квантово-механическим методом //Отдельный выпуск 1 горно-информационного аналитического бюллетеня (научно-технического журнала) - М.: Изд-во «Горная книга» 2013.-№ OB1- 648 с. С 397 -424 ISSN0236-1493(в пер.)
4. Глембоцкий В.А., Соколов Е.С., Соложенкин П.М. Обогащение висмутсодержащих руд. - Академия наук Таджикской ССР. Институт химии. Душанбе: Издательство «Дониш», 1972, 186с.

**П.М. Соложенкин<sup>1</sup>, К.М. Карлусова<sup>2</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное научное учреждение Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия, solozhenkin@mail.ru

<sup>2</sup> Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия, karlusova91@mail.ru

## **ИЗУЧЕНИЕ ПЕРЕДАЧИ ЗАРЯДОВ ПРИ СВЯЗЫВАНИИ СОБИРАТЕЛЕЙ ФЛОТАЦИИ С АТОМАМИ КЛАСТЕРОВ МИНЕРАЛОВ ЭЛЕМЕНТОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ (ЭПГ), СОДЕРЖАЩИХ AS, SB, BI, PB, SN ,ПО ДАННЫМ МОЛЕКУЛЯРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

Молекулярное моделирование интенсивно развивается в последние годы. Значительные исследования по компьютерному моделированию оксигидрильных реагентов проведены в Индии. Детально изучены тионокарбаматы с использованием теории функционала плотности (DFT) в КНР. Молекулярное моделирование сульфгидрильных реагентов было осуществлено в Турции и Финляндии. В России и Казахстане исследования в этой области начали интенсивно проводится .

Основной целью настоящей статьи является создание молекулярных моделей основных минералов ЭПГ, осуществить их моделирование, изучить физико-химические свойства кластеров минералов ЭПГ и создать основы для прогноза оценки активности собирателей флотации .

Авторы использовали для компьютерного моделирование минералов, реагентов программу ChemBio 3D специализированного комплекса ChemOffice корпорации Cambridge Soft. Расчет данных осуществляли самым точным методом РМ 7 с помощью программного модуля МОРАС 2012 . Компьютерные данные получали после минимизации ММ 2.

Известно, что хемосорбцию реагентов, содержащих в своем составе электронодонорные атомы S,O,N и др., можно рассматривать как процесс образования поверхностных соединений с координационной связью, которая образуется по донорно-акцепторному механизму путем передачи электронной пары от донора флотореагента к акцептору –минералу.

К сожалению, экспериментального подтверждения данной гипотезы, нет.

В работе были созданы кластеры различных минералов ЭПГ и подгруппы мышьяка, а также комплексы кластеров с собирателями флотации.

Созданы (сконструированы) модели различных минералов, названные нами кластерами (прототипами) минералов, так их строение соответствует химической формуле , а расстояние между отдельными атомами соответствует известным табличным данным. Природа хемосорбции определяется в первую очередь поверхностной линейной плотностью состояний, а не объемной плотностью состояний.

Была разработана методика создания флотационных комплексов, включающая кластер минерала ЭПГ и связанного с атомом (атомами) минерала различных сульф-

гидрильных собирателей (композитов). Связывание собирателя (композита) с кластером минерала осуществляли по монодентатной, бидентатной и мостиковой схемам. Эти реакции впервые позволили создать комплекс, практически подобный соединению при закреплении собирателя на поверхности минерала в процессе реальной флотации.

Впервые установлено, что при связывании собирателей флотации с атомами кластеров минералов, содержащих атомы As, Sb, Bi, Pb, Sn, действует реакция присоединения с изменением степени окисления этих атомов (As, Sb, Bi, Pb, Sn) и появлением протона к данному атомом исследованных кластерах. При связывании атома серы метилового ксантогената (Метил Кх) с атомами элементов подгруппы мышьяка происходит изменение степени окисления элементов с  $Me^{+3} - Me^{+2}$  до  $Me^{+5} - Me^{+4}$  и присоединения к данному атому протона H. Такой факт наблюдается от каждого атомов As, Sb, Bi, Pb и Sn независимо от расположения их в поле структуры кластера и природы минерала. Такая схема не изменяется и при связывании тиольной серы Метил Кх(=S) к атому кластера донорно-акцепторной связью (в виде стрелки (Стр)).

Поэтому основное внимание было уделено изучению минералов содержащих эти атомы и особенностям химической связи реагент-минерал, определяющим характер поверхностных соединений, соответственно, наиболее важные показатели технологического процесса : селективность и извлечение минералов

На рис. 1 показаны схемы связывания метильного ксантогената (Метил Кх) с атомами кластера минерала ЭПГ - садбериита  $Pd_2Sb_2$  (PdSb). Аналогичные результаты получены и для кластеров других минералов ЭПГ, а также минералов мышьяка, сурьмы, висмута, свинца и олова. Были рассчитаны заряды атомов кластеров минералов ЭПГ, таких как садбериита  $Pd_2Sb_2$  (PdSb), соболевскита (полярита)  $Pd_2Bi_2$  (PdBi), рустенбургита  $Pt_3Sn$ , маякита (PdNiAs), палладоарсенита ( $Pd_2As$ ), сперрилита  $PtAs_2$ , холлингвортита  $RhAsS$  ( $Rh_2As_2S_2$ ), таймырита  $(Pd,Cu)_3 Sn$ , паоловита  $Pd_2Sn$  ( $Pd_4Sn_2$ ), штумпфлита  $PtSb(Pt_2Sb_2)$ , атокита  $Pd_3Sn$  и многих других минералов, которые не показаны на рис.

В табл. 1, табл. 2 показаны результаты определения зарядов атомов кластеров минералов ЭПГ (садбериита  $Pd_2Sb_2$  (PdSb) и рустенбургита  $Pt_3Sn$ ), Метил Кх и комплексов при монодентатной, бидентатной и мостиковой схемам связывания Метил Кх.

При монодентатной схеме связывания собирателя атомы донора кластера передает электроны на серу Метил Кх. Наблюдается увеличение отрицательного заряда на кластере и соответственно уменьшение отрицательного заряд на сумме атомов серы.

При бидентатной схеме связывания собирателя акцептор атомов кластера принимает электроны с атомов серы Метил Кх. Наблюдается уменьшение отрицательного заряд на кластере и соответственно увеличение положительного заряда на сумме серы. Понижающая электронная плотность на сере достигает до +0,2641 е. Этот факт является первым экспериментальным подтверждением передачи зарядов атомов серы Метил Кх на акцептор- кластер минерала.

При мостиковой схеме связывания собирателя акцептор кластера сдбериита принимает электроны с серы Метил Кх. Наблюдается уменьшение отрицательного заряда кластера сдбериита до **- 0,4965 е** и соответственно увеличение положительного заряда на сумме атомов серы до **+ 0,937 е**.

Заряд на протоне, присоединений к сурьме, имеет заряд незначительной величины **от Н 0.0358 до 0.0912 е**. Расстояние от атомов сурьмы до протона порядка до 0, 2 нм. Расстояние от атомов сурьмы до тиольной и тионной серы колеблется в пределах от 0,2217-до 0.2231 нм.

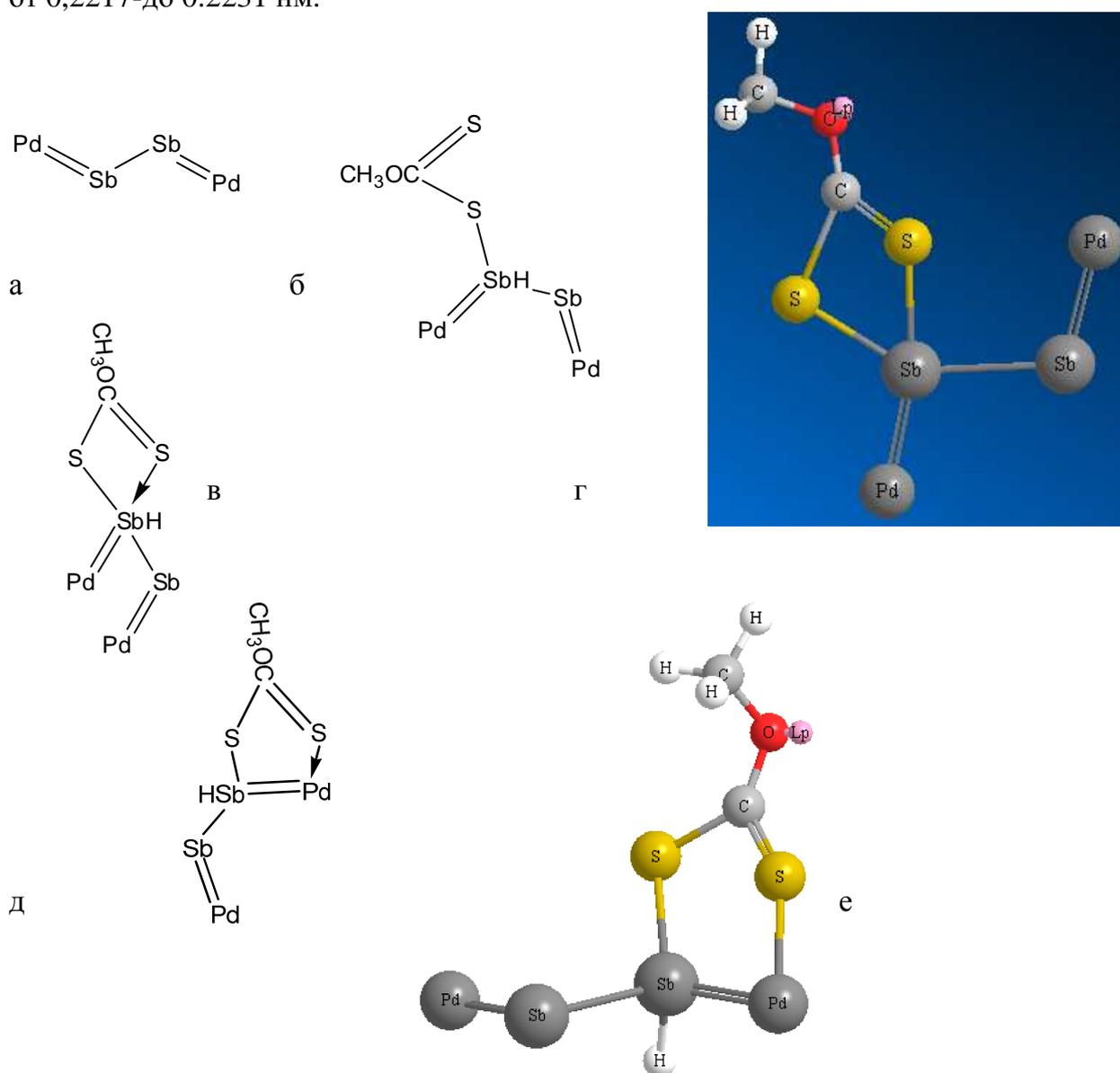


Рис.2. Молекулярные модели и комплексы сдбериита Pd<sub>2</sub>Sb<sub>2</sub> (PdSb):  
а - исходный кластер; комплексы: б-монодентатный; в - бидентатный и его шаростержневая модель(г); д-мостиковый и его шаростержневая модель(е).

Таблица 1

Заряды на кластере садбериита Pd<sub>2</sub>Sb<sub>2</sub> (PdSb) , его комплексах и Метил Кх

Кластер Pd <sub>2</sub> Sb <sub>2</sub>	Монодентатная Pd <sub>2</sub> Sb(Sb)-SC(=S)OCH <sub>3</sub>	Бидентатная Pd <sub>2</sub> Sb(Sb)-S-Стр(=S)COCH <sub>3</sub>	HS(=S)OCH <sub>3</sub>	Мостиковая PdSb(Sb)-S-(Pd)Стр(=S)COCH <sub>3</sub>
Sb -0.1124 Pd 0.1120 <b>Sb -0.1125</b> Pd 0.1129 <b>-Σ=-0,2249</b>	Sb -0.1552 Pd 0.0944 <b>Sb 0.0368</b> Pd 0.0922 <b>-Σ= -0,1552</b> <b>S -0.3027</b> S -0.1457 <b>-Σ= - 0,4484</b> C -0.2127 O -0.2732 C 0.2873 <b>H 0.1225</b>	Sb -0.4125 Pd 0.2444 <b>Sb -0.1547</b> Pd 0.1389 <b>-Σ=-0,5672</b> S 0.6183 S -0.3542 <b>+Σ= + 0,2641</b> C -0.2002 O -0.3210 C -0.0414 <b>H 0.0358</b> H 0.1480	<b>S -0.2732</b> S -0.1410 <b>Σ=-0,4142</b> C -0.2283 O -0.2450 C 0.2311 H 0.1927	Sb -0.1139 Pd -0.2723 Sb -0.1103 Pd 0.0926 <b>-Σ=- 0,4965</b> <b>S 1.0141</b> S -0.0771 <b>+Σ= + 0,937</b> C -0.2240 O -0.2620 C -0.5349 <b>H 0.0912</b> H 0.1354 H 0.1411 H 0.1200

Таблица 2

Заряды на кластере рустенбургита Pt<sub>3</sub>Sn, его комплексах и Метил Кх

Cluster Pt <sub>3</sub> Sn	Монодентатная Pt <sub>3</sub> (Sn)-SC(=S)OCH <sub>3</sub>	Бидентатная Pt <sub>3</sub> (Sn)-S-Стр(=S)COCH <sub>3</sub>	HS(=S)OCH <sub>3</sub>	Мостиковая Pt <sup>2</sup> (Sn)-S-(Pt)Стр(=S)COCH <sub>3</sub>
Pt -0.5616 Pt 0.1913 Pt -0.5615 Sn 0.9319 <b>+Σ=+1,1232</b>	Pt -0.6029 Pt 0.1860 Pt -0.6179 Sn 1.3266 <b>+Σ=+1,5126</b> S -0.3072 S -0.3699 <b>-Σ=- 0,6771</b> C -0.2138 O -0.2124 C 0.2785 <b>H 0.0351</b> H 0.1741 H 0.1580 H 0.1660	Pt -0.9454 Pt -0.8990 Pt -0.9959 Sn 0.8636 <b>+Σ=+0,8636</b> S 2.6610 S -0.9315 <b>+Σ=+1,7295</b> C -0.4428 O 0.2377 C -0.5973 <b>H 0.5355</b> H 0.1684 H 0.1717 H 0.1740	<b>S -0.2732</b> S -0.1410 <b>-Σ=-0,4142</b> C -0.2283 O -0.2450 C 0.2311 H 0.1927	Pt -0.5070 Pt -0.9063 Pt -0.9854 Sn 0.7345 <b>-Σ= -2,3987</b> S 1.8134 S -0.6283 <b>+Σ=+1,1851</b> C -0.1763 O -0.3705 C 0.6898 <b>H -0.1340</b> H 0.1654 H 0.1502 H 0.1547

При монодентатной схеме связывания собирателя донор кластера Pt<sub>3</sub>Sn передает электроны на атомы серы Метил Кх. Наблюдается увеличение положительного заряда на кластере Pt<sub>3</sub>Sn и соответственно уменьшение отрицательного заряд на сумме атомов серы.

При бидентатной схеме связывания собирателя акцептор кластера Pt<sub>3</sub>Sn прини-

мает электроны с атомов серы Метил Кх.

Наблюдается уменьшение заряда на кластере  $Pt_3Sn$  и соответственно увеличение положительного заряда на сумме атомов серы до  $+\Sigma=+1,7295 e$ .

При мостиковой схеме связывания собирателя акцептор кластера рустенбургита  $Pt_3Sn$  принимает электроны с атомов серы Метил Кх. Наблюдается уменьшение отрицательного заряда кластера рустенбургита  $Pt_3Sn$  до  $-2,3987 e$  и соответственно увеличение положительного заряда на сумме атомов серы до  $+1,1851e$ .

Во всех случаях возникает донорно-акцепторная связь путем акцентирования неподеленных электронных пар донорных атомов(S) поверхностью минерала, приводящая к образованию хелатного четырехчленного цикла с делокализацией электронов донорных атомов.

Для данного комплекса характерен отрицательный заряд на присоединенном протоне до  $H -0.1340 e$ . Присоединенный протон имеет малую величину, по сравнению с протонами углеводородной цепи собирателя.

В исследованных комплексах наблюдается существенное изменение зарядов атомов по сравнению с зарядами исходных кластеров и Метил Кх. При этом для каждого исследованного комплекса это изменение имеет собственные особенности и характеристические данные.

Заряд атома, с которым связан Метил Кх, как правило, увеличивается, даже с отрицательной величины до положительного значения как, например, в кластере садбериита  $Pd_2Sb_2$  и соболевските  $Pd_2Bi_2$ .

Отрицательный заряд атомов серы Метил Кх в этом случае уменьшается, т.е. наблюдается движение заряда от кластера к Метил Кх, как в обычном электрическом проводнике, т.е. наблюдаются атомы донора кластера, а не атомы акцептора кластера. Обнаруженный такой механизм передачи требует дальнейшего изучения.

Только в бидентатном и мостиковом комплексе для изученных и перечисленных кластеров наблюдается классическая схема передачи электронов: от донора атомов серы Метил Кх к акцептору - атому кластера.

Эти факты являются первым экспериментальным подтверждением передачи зарядов и углубляют существующие представления механизма передачи зарядов при взаимодействии сульфгидрильных собирателей с поверхностью минералов.

### **Выводы**

Впервые обнаружена реакция присоединения при связывании сульфгидрильных собирателей с атомами металла кластера с изменением степени окисления, а на атомах Sb, Bi, As, Pb, Sn в кластерах появляется и присоединяется протон для компенсации заряда соединения. Предложен прогноз оценки активности собирателя (ПОАС), который в основном коррелирует с флотацией минералов сурьмы, мышьяка и висмута.

**Н.А. Леоненко**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия, leonenko@igd.khv.ru

## **ФИЗИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ЛАЗЕРНОГО ИЗЛУЧЕНИЯ С ДИСПЕРСНЫМИ МИНЕРАЛЬНЫМИ СРЕДАМИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ НЕПРЕРЫВНОГО СИЛОВОГО ИСТОЧНИКА ЛАЗЕРНОГО ИЗЛУЧЕНИЯ**

Среди многообразия задач, связанных с воздействием сверхмощных потоков энергии, выделяется их использование для извлечения ценных компонентов при комплексной переработке минерального сырья, в том числе золота и других благородных металлов.

Перспективным направлением исследований в настоящий момент является терморadiационная обработка дисперсных минеральных сред, содержащих благородные металлы, лазерным излучением. Известно, что лазерное излучение позволяет обеспечивать высокие скорости локальных изменений температуры в облучаемой среде и градиенты температуры, как на локализованных участках поверхностей, так и по глубине проникновения излучения.

Золото обладает целым рядом уникально выгодных сочетаний физико-химических свойств по сравнению с силикатными и прочими минералами россыпных месторождений. Для него характерна достаточно невысокая температура плавления и большая температура кипения. Совокупность этих свойств является хорошей предпосылкой для исследований воздействия лазерного излучения на золотосодержащие минеральные объекты. В связи с этим представляемое научное направление является достаточно актуальным.

Целью настоящей работы является моделирование теплового воздействия лазерного излучения на минеральные среды.

При использовании широкого спектра современных экспериментальных методик ранее проведено исследование воздействия лазерного излучения на минеральные среды, содержащие ультрадисперсное золото, не извлекаемое гравитационными методами (Леоненко, Н.А., Ванина, Е.А., 2011). Определены основные закономерности лазерного воздействия на минеральные среды и процессов агломерации и концентрирования субмикронного золота. Установлено образование различных структур на поверхности золота.

После лазерной обработки в образцах происходит формирование обожженных сфероподобных агломератов из глинистых, алюмосиликатных частиц диаметром от 500 до 1500 мкм. Одновременно с этим регистрируется осаждение на них частиц сферической формы с размерами от 100 до 500 мкм, состоящих из чистого золота без примесей, т.е. в процессе лазерного воздействия происходит агломерация частиц расплавленного золота.

Таким образом, наблюдаемые при лазерном воздействии изменения формы, структуры и состава исходного золотосодержащего тяжелого концентрата позволяют получить относительно крупные частицы золота на алюмосиликатных спеках, пригодные для извлечения обычными гравитационными способами.

Эффективность лазерной агломерации ультрадисперсного золота во многом зависит от температурного распределения в облучаемом образце, которое, в свою очередь, определяется параметрами лазерного излучения.

Для решения задач, связанных с нахождением температурного поля, необходимо составить дифференциальное уравнение теплопроводности.

Под дифференциальным уравнением обычно понимают математическую зависимость, выражаемую дифференциальным уравнением между физическими величинами, характеризующими изучаемое явление, причем эти физические величины являются функциями пространства и времени.

Такое уравнение описывает протекание физического явления в любой точке тела в любой момент времени. Так и для описания температурных полей, возникающих в минеральных средах под действием лазерного излучения, применяется уравнение теплопроводности:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = \frac{\lambda}{\rho c} \left( \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} \right) = a \nabla^2 T, \quad (1)$$

где  $\nabla^2 = \frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} + \frac{\partial^2}{\partial z^2}$  – оператор Лапласа,  $a = \frac{\lambda}{c\rho}$  – коэффициент температуропроводности,  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности,  $c$  – удельная теплоемкость;  $\rho$  – плотность облучаемого материала.

Пусть удельная мощность (количество поглощаемого или выделяемого тепла в единицу времени и в единице объема тела) лазерного источника будет равна  $\omega$  (Вт/м<sup>3</sup>). Тогда количество тепла, выделяемого в элементарном объеме в единицу времени, будет равно  $\omega dx dy dz$ ; это количества тепла, чтобы сохранить равенство (1). После аналогичных преобразований дифференциальное уравнение теплопроводности с источниками тепла будет иметь вид:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a \nabla^2 T + \frac{\omega}{c\rho} \quad (2)$$

В случае если радиус пятна нагрева на поверхности образца существенно больше толщины зоны лазерного воздействия, то при рассмотрении процессов распространения температурного поля в облучаемом веществе, можно ограничиться одномерным случаем уравнения теплопроводности:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{1}{\rho c} q(x, t), \quad (3)$$

где  $q(x,t)$  – плотность поглощенного светового потока.

$$q(x,t) = \frac{P}{S} = \frac{W}{S\tau}, \quad (4)$$

где  $P$  – мощность лазерного излучения,  $W$  – энергия в импульсе,  $S$  – площадь пятна нагрева,  $\tau$  – длительность лазерного воздействия.

Длительность воздействия лазеров, работающих в непрерывном режиме, зависит

от скорости сканирования  $v$  лазерного пучка по поверхности материала  $\tau = \frac{2r}{v}$ .

Таким образом, процесс агломерации описываем нелинейным уравнением теплопроводности в одномерном случае, учитывающим параметры лазерного излучения:

$$\frac{\partial T}{\partial t} = a \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \frac{Wv}{2\rho cSr}. \quad (5)$$

Для конкретизации задачи сформулируем условия однозначности, т.е. начальные и граничные условия.

Начальное условие определяется заданием закона распределения температуры внутри тела в начальный момент времени. В данном случае предполагаем, что до начала процесса облучения температура во всех точках среды одинакова и равна температуре окружающей среды  $T_0$ :

$$T(x,0) = T_0 = const. \quad (6)$$

В случае нестационарного температурного поля ( $\partial T/\partial t \neq 0$ ) необходимо при точной формулировке задачи применять граничные условия четвертого рода. С начала и в течение всего процесса обработки на поверхности материала функционирует тепловой источник круглой формы с удельной мощностью  $q$ , причем подводимая источником мощность полностью расходуется на нагрев тела.

Таким образом, граничное условие уравнения теплопроводности:

$$\lambda \frac{\partial T}{\partial x} \Big|_{x=0} = q. \quad (7)$$

Аналитическое решение нестационарного уравнения теплопроводности (5) в одномерном случае с заданными начальным (6) и граничным (7) условием будет иметь вид:

$$T(x,t) = \frac{q}{c\rho L} \left[ 1 + 2 \sum_{n=1}^{\infty} \cos\left(\frac{n\pi x}{L}\right) \exp\left(-\frac{n^2\pi^2}{L^2} at\right) \right]. \quad (8)$$

На основании полученного распределения температурного поля (8) можно определить оптимальные режимы лазерного воздействия на исходные минеральные соединения и подобрать параметры лазерного излучения (длительность воздействия, энергия в импульсе, диаметр пучка, фокусное расстояние, время воздействия) для по-

лучения частиц золота максимального размера, что облегчает их последующее извлечение.

В результате математического моделирования предложено описание рассматриваемого процесса нелинейным уравнением теплопроводности в одномерном случае, учитывающим параметры лазерного излучения, т.е. время лазерного воздействия, интенсивность, диаметр расфокусировки излучения и теплофизические характеристики облучаемого материала.

Сформулированы начальные и граничные условия для нелинейного уравнения теплопроводности. Получено решение нестационарного уравнения теплопроводности в одномерном случае при заданных условиях однозначности.

***К.В. Федотов, В.В. Тютюнин***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Иркутский государственный технический университет, г. Иркутск, Россия

## **МЕХАНИЗМ СЕПАРАЦИИ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ ПОЛЕ**

Центробежное разделение минеральных частиц является ни чем иным, как способом интенсификации гравитационного обогащения, протекающего в нормальном поле тяготения нашей планеты. Разница в весах минералов, попавших в зону действия нарастающего центробежного поля стремительно увеличивается в десятки и сотни раз. Так, один кубический сантиметр золота на поверхности Земли весит 19,32 г., а кварца 2,65 г., попав в центробежное поле с величиной фактора разделения в 50 G (центробежное ускорение больше ускорения свободного падения в 50 раз), те же самые кубические сантиметры золота и кварца станут весить соответственно 966 г. и 132,5 г.

Как видим центробежное поле способно увеличивать вес минеральных частиц, но особенно ярко, разницу в нем, что является неоспоримым преимуществом данного способа разделения.

Традиционно для обогащения минеральных частиц в центробежном поле применяются центрифуги, в которых реализуется ряд способов улавливания тяжелых минеральных частиц в зонах концентрации, а также способов борьбы с запрессовкой минеральной постели, возникающей в результате последовательного наслоения зерен минералов друг на друга под действием центробежного ускорения.

Наиболее эффективным способом разрыхления минеральной постели в центробежных концентраторах является флюидизация (создание псевдооживленной постели в зонах концентрирования тяжелых фракций). Основная проблема данного процесса – селективное улавливание и удержание в минеральной постели крупных и мелких тя-

желых зерен.

В настоящее время самое широкое распространение получили центробежные концентраторы с флюидизацией минеральной постели водой, подаваемой под давлением с внешней стороны вращающегося конуса через специальные отверстия в нем. Хорошо зарекомендовали себя концентраторы с флюидизацией минеральной постели вибрацией, однако широкого применения не получили по ряду причин.

Исследователи выделяют в центробежных концентраторах с различными способами флюидизации минеральной постели два механизма сепарации частиц: классифицирующий и сегрегационный.

Кроме этого, формирование как первого, так и второго процесса происходит в два этапа. Первый – в потоке пульпы вдоль стенки вращающегося ротора, второй этап – в постели, в зонах накопления гравикоцентрата.

На условия возникновения сегрегационного или классифицирующего механизма либо их комбинации влияют прежде всего величина центробежного ускорения и интенсивность возмущающего воздействия для организации процесса флюидизации.

Численное описание динамики разделения минеральных частиц в центробежном поле в условиях флюидизации и физическая постановка задачи затруднены ввиду многофакторности этого процесса и большого количества флуктуаций при переходе на реальные промышленные объекты.

Рядом ученых предложены математические модели движения минеральных частиц в центробежном поле, сепарации минеральных зерен в роторе центробежного концентратора, однако эти модели в известной степени идеальны, а их применение для оптимизации промышленных объектов весьма затруднительно.

Построение комплексной физико-математической модели, позволяющей управлять эффективностью обогащения реального минерального сырья, учитывая многофакторность центробежной сепарации, позволит оптимизировать на высоком уровне производственные процессы.

Создание такой модели во многом тормозится тем, что нет четких физических представлений о гидродинамике потоков в роторе центробежного концентратора, не удалось до сих пор поставить эксперименты на промышленных образцах центробежных концентраторов с возможностью всестороннего наблюдения за процессами во вращающемся роторе центробежного концентратора.

Нам представляется, что вопрос улучшения качества работы центробежных концентраторов лежит именно в плоскости физических представлений о процессах разделения минеральных частиц в центробежном поле.

**Ю.А. Чебан, Н.А. Леоненко, И.В. Силютин, А.А. Соболев**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия, chebanay@mail.ru, leonenko@igd.khv.ru

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ЛАЗЕРНОГО ИЗЛУЧЕНИЯ НА ДЕЗИНТЕГРАЦИЮ КАРБОНАТНЫХ ПОРОД\***

В работе приведены результаты экспериментальных исследований воздействия лазерного излучения на карбонатные породы с использованием непрерывного оптоволоконного иттербиевого источника лазерного излучения с выходной мощностью 600 Вт. Дана оценка возможности локальной лазерной дезинтеграции карбонатных пород с целью дальнейшей разработки геотехнологических методов, обладающих энергетической, экономической эффективностью и экологической безопасностью. Лазерная дезинтеграция осуществлена на образцах известняка и доломита розового. Скорость подачи образцов-параллелепипедов длиной и шириной 40 мм при резке лазерным излучением составляла соответственно 2.0; 1.0 и 0.5 мм/с.

Лазер работал в режиме непрерывного излучения с длиной волны 1070 нм. Максимальная интенсивность лазерного излучения составляла  $15 \cdot 10^6$  Вт/см<sup>2</sup> при диаметре сфокусированного излучения 70 мкм. Удельная энергоёмкость локальной дезинтеграции карбонатных пород варьировала от 40 до 60 Дж/мм<sup>2</sup> при заданных скоростных режимах от 2 до 0.5 мм/с соответственно. Локальная дезинтеграция горных пород при их резании осуществлялась с использованием выходного коннектора QВН-типа диаметром 50 мкм. Расстояние от выходного коннектора до поверхности резания составляло 4 мм; мощность излучения варьировалась пошагово от 25 до 95% номинальной мощности лазерной установки – 150; 300; 450 и 570 Вт; максимальная плотность мощности на поверхности карбонатных пород составляла  $15 \cdot 10^6$  Вт/см<sup>2</sup>, минимальная –  $4 \cdot 10^6$  Вт/см<sup>2</sup>.

При каждом режиме резания (с определенной скоростью и мощностью излучения) выполнена серия из трех экспериментов, т.е., в общей сложности для двенадцати режимов резания (три скорости с четырьмя вариантами мощности излучения) каждого типа горной породы проведено по тридцать шесть экспериментов. В процессе экспериментальных исследований установлены основные режимы, параметры лазерного излучения и последовательность его воздействия на образцы.

С увеличением мощности лазерного излучения глубина реза закономерно возрастала. Так, при скорости резания известняка 0.5 мм/с излучением мощностью Р, равной 150 Вт, глубина реза составляла 6.90 мм; при увеличении мощности вдвое (до Р=300 Вт) она возросла до 13.27 мм, т.е. почти вдвое или на 92%, с увеличением мощности втрое (до Р=450 Вт) глубина реза составила 19.44 мм, или на 182%, а при

---

\* Материал подготовлен по гранту РФФИ № 13-05-00586 и проекту ДВО РАН № 12-III –А-08-179.

мощности излучения 570 Вт - 24.15 мм, что составило 250%. Некоторое отставание прироста глубины реза по сравнению с приростом мощности излучения можно объяснить дополнительными затратами энергии на разогрев образцов, структурными неоднородностями карбонатных пород; шероховатостью поверхности и тем самым отклонением фокусного расстояния от поверхности образцов.

Доломит по сравнению с известняком имеет большую плотность (на 17%) и прочность (на 25 – 33%). Глубина реза образца доломита лазерным излучением при равных условиях существенно меньше чем известняка. Так, при скорости резания образцов 0.5 мм/с и  $P = 570$  Вт, глубина реза известняка – 24.15 мм, а доломита – 20.05 мм, т.е. на 17% меньше.

После дезинтеграции образцов определена площадь полученного реза и энергоёмкость резания. Эффективность локальной лазерной дезинтеграции может быть выражена таким показателем, как удельная энергоёмкость резания, равная отношению энергоёмкости процесса резания к площади полученного реза. Удельная энергоёмкость резания горных пород зависит как от скорости резания, так и от мощности излучения. С увеличением скорости резания удельная энергоёмкость процесса снижается (рисунок 1), например, для известняка при мощности излучения 450 Вт и скорости обработки 2 мм/с составляет соответственно  $41.28 \text{ Дж/мм}^2$ ; а при скорости обработки 0.5 мм/с –  $46.29 \text{ Дж/мм}^2$ , т.е. возрастает на 12%. Установлено, что при одинаковых режимах лазерной обработки ( $P = 450$  Вт) удельная энергоёмкость резания образца доломита больше, чем известняка: удельная энергоёмкость резания доломита при скорости 1мм/с составляет  $51.19 \text{ Дж/мм}^2$ , а известняка –  $43.39 \text{ Дж/мм}^2$ , что на 18% больше.

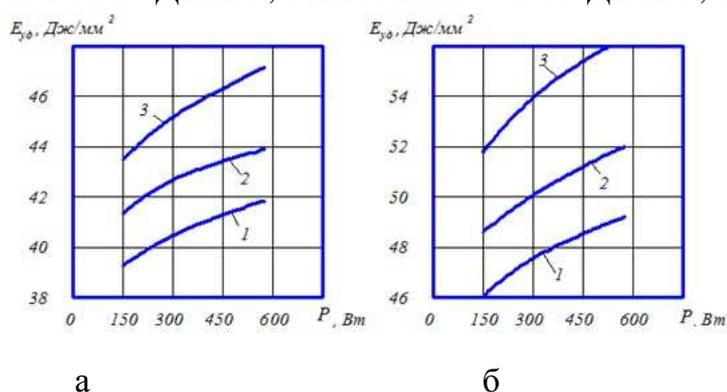


Рис. 1. Зависимость удельной энергоёмкости ( $E_{уд}$ ) локальной лазерной дезинтеграции образцов известняка (а) и доломита (б) от мощности лазерного излучения ( $P$ ):

при скорости резания породы 2.0 мм/с (1); 1.0 мм/с – (2); 0.5 мм/с – (3)

Исследования поверхностей карбонатных пород до и после локальной лазерной дезинтеграции выполнены на электронном микроскопе “LEO EVO 1455VPSE” (Карл Цейс, Германия). Установлен элементный химический состав в локально-ограниченных поверхностных зонах образцов известняка и доломита по энергодисперсионным количественным спектральным значениям. С увеличением интенсивности лазерного излучения от  $4 \cdot 10^6$  до  $8 \cdot 10^6$  Вт/см<sup>2</sup> на образцы, энергодисперсионные спектры кальция, углерода и кислорода изменяются незначительно. Количественный состав оксидов щелочно-земельных элементов (Ca, Mg) поверхностного слоя, дезин-

тегрированного лазерным излучением, увеличивается всего на 2-3%.

Скоростной лазерный нагрев исследуемых пород с последующим охлаждением в естественных условиях приводит к образованию поверхностных фрактальных структур, содержащих, помимо Ca, Mg, такие элементы, как K, Al, Si, Zr. При интенсивности воздействующего лазерного излучения  $15 \cdot 10^6$  Вт/см<sup>2</sup> в приповерхностном слое карбонатных образцов углерод полностью выгорает (рисунок 2), что объясняется достижением предельных значений термических напряжений в кристаллической решетке в зоне локальной дезинтеграции.

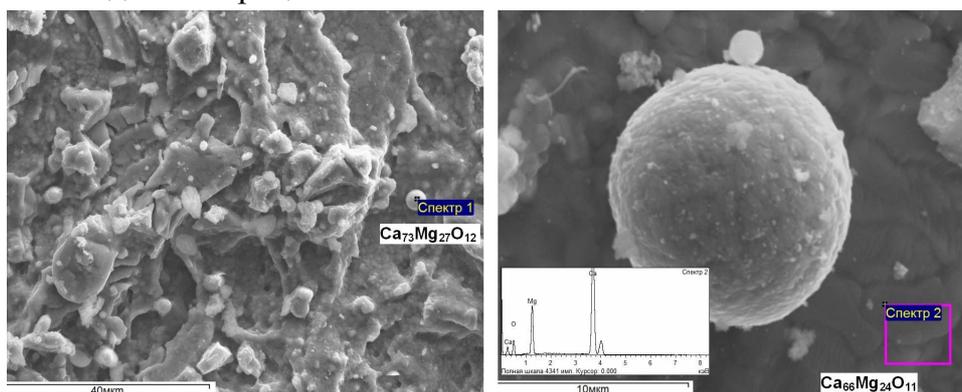


Рис. 2. Фрактальные структуры карбонатных пород с полностью выгоревшим углеродом на поверхности после воздействия лазерного излучения интенсивностью  $80 \cdot 10^6$  Вт/см<sup>2</sup>

Сегодня серийно выпускаются технологические волоконные лазеры мощностью от 100 Вт до 20 кВт, которые успешно используются в различных отраслях промышленности во всем мире.

Мировая тенденция такова, что мощные волоконные лазеры занимают все больший сектор рынка лазерного промышленного оборудования. Они превосходят другие типы лазеров практически по всем существенным параметрам, важным с точки зрения их промышленного использования: не требуют юстировок оборудования, квалифицированного обслуживания, через промышленные интерфейсы могут подключаться к компьютерным системам с числовым программным управлением технологического оборудования.

Мощные волоконные лазеры вполне могут интегрироваться в технологические процессы горного производства благодаря относительно низкому энергопотреблению и простоте эксплуатации.

Проведенные исследования позволяют более обосновано подходить к выбору рационального режима локальной дезинтеграции горных пород лазерным излучением, а также дают качественную и количественную оценку элементных химических преобразований, происходящих при быстропротекающих термических процессах.

**В.И. Курец**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия, kuretz@tpu.ru

## **ЭЛЕКТРОИМПУЛЬСНОЕ ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ**

Дробление и измельчение сырья является основной и наиболее дорогостоящей операцией рудоподготовки перед обогащением. Сверхзадачей рудоподготовки является отделение кристаллов и зерен полезных (извлекаемых) минералов от пустой породы с сохранением их природных форм и размеров. Одним из методов избирательной дезинтеграции сырья, отвечающим указанным принципам, является электроимпульсный способ (ЭИС) дробления и измельчения, описанию которого посвящена данная работа.

Сущность ЭИС заключается в создании поля динамического напряжения в каждом неоднородном куске сырья при его электрическом импульсном пробое. ЭИС имеет дискретный характер, когда каждый импульс, поданный на систему « вода – материал», изменяет исходную гранулометрическую характеристику сырья. Отличие ЭИС от широко известного электрогидравлического способа состоит в формировании канала разряда внутри разрушаемого куска, а не в окружающей его жидкости. Такой способ нагружения аналогичен взрыву химических ВВ, где в роли ВВ выступает низкотемпературная плазма канала разряда. Для оценки характера воздействия электрического импульсного разряда на процесс разрушения неоднородного материала можно выделить несколько стадий, развивающихся последовательно друг за другом: предпробивная стадия, т.е. формирование канала разряда в твердом теле, помещенном в жидкость (как правило, в воду); дуговая стадия, в которой происходит взрывное выделение энергии источника импульсов в канале разряда, генерирование ударных нагрузок и создание напряженного состояния в материале; стадия разрушения материала, т.е. рост магистральных трещин и вскрытие неоднородностей.

В предпробивной стадии развития разряда необходимо создать условия формирования канала разряда в твердом теле. Известно, что при скоростях нарастания напряжения импульса 1000 -2500 кВ/мкс электрическая прочность твердых тел, как правило, ниже прочности окружающей их жидкости, включая воду. Используя импульсы с амплитудой напряжения 200-250 кВ и длиной фронта 0.1 – 0.2 мкс при длине рабочего промежутка 20 - 30 мм, можно обеспечить внедрение канала разряда в твердое тело. В этой стадии подготавливается избирательное разрушения материала по крупности, т.к. в связи с масштабным фактором с большей вероятностью канал разряда будет формироваться в наиболее крупных кусках исходного сырья, что можно характеризовать как функцию отбора перед разрушением. Кроме того, при приложении импульса напряжения к таким гетерогенным системам, как горная порода, рас-

пределение электрического поля искажается и концентрируется вблизи электрофизических неоднородностей в материале. Учитывая, что траектория канала разряда должна проходить по точкам максимальной напряженности поля, подготавливаются условия для формирования его траектории по местам расположения неоднородностей, обеспечивая их последующее вскрытие.

В дуговой стадии развития разряда создаются динамические напряжения в материале. При замыкании рабочего промежутка каналом разряда в нем протекает импульсный ток от генератора импульсов, максимальная величина которого достигает 6-10 кА при характерных временах ( $10^{-6}$ - $10^{-5}$ )с. За это период времени плазма канала разряда ударно разогревается до температур  $(10-20)10^3$  К, процесс носит адиабатический характер и давление достигает  $\sim(10^9-10^{10})$  Па, а развиваемая мощность при энергии импульса  $\sim (1-2)$ кДж составляет  $(10^2 - 10^3)$  МВт. Характер энерговыделения в канале разряда аналогичен взрыву ВВ, т.е. за счет упругого радиального движения стенки канала разряда генерируется ударная волна, распространяющаяся от канала к периферии куска и создающая в нем сдвиговые напряжения. Ударная волна, в дальнейшем вырождающаяся в волну сжатия, взаимодействует с акустическими неоднородностями в куске и создает повышенные механические напряжения на границах включений с матрицей. Величины и направления этих напряжений зависят от геометрических размеров и расположения включений, различия их акустических импедансов с матрицей и длины фронта падающей волны, т.е. также являются статистическими показателями. Распространяющиеся волны охватывают весь разрушаемый кусок, поэтому границы всех включений с матрицей будут ослаблены, а некоторые включения могут быть оторваны от матрицы еще до подхода магистральных трещин разрушения. Таким образом, в этой стадии создаются сдвиговые напряжения в материале и энергия концентрируется на границах включение – матрица, обеспечивающее дальнейшее селективное разрушения сырья и высокую сохранность вскрываемых неоднородностей.

Стадия разрушения материала, т.е. образование и рост магистральных трещин, происходит с задержкой по времени относительно дуговой стадии развития разряда. В нашем случае эта задержка составляет  $\sim 100$  мкс, поэтому на траекторию движения трещин могут оказывать отраженные волны от включений или внешней границе куска, ориентируя их на неоднородности. Характер разрушения ЭИС аналогичен взрыву химических ВВ.

Также как при взрыве ВВ, в материале образуются зона смятия, зона растрескивания. Зона отрыва при ЭИС дроблении практически отсутствует в связи с ограниченными размерами куска. Зная параметры источника импульсов и физико-механические свойства и размеры разрушаемого сырья, используя известные схемы при разрушении материалов взрывом ВВ, можно оценить гранулометрические харак-

теристики разрушения для единичного воздействия импульса. Массовое разрушение при подаче серии импульсов возможно описать как сумму единичных воздействий в рамках вероятностного подхода и адаптации энергетических показателей разряда и взрыва ВВ, например, в рамках гидродинамической модели разрушения. Размер средневероятного осколка в каждой зоне разрушения при единичном воздействии можно рассчитать из выражения:

$$\bar{a}_i = \sqrt{3\pi^3} \frac{V_{кр} A_* \xi^{1/2} Z r^2}{\rho_{пл} \ell U \omega},$$

где  $V_{кр} = \frac{\sigma^*}{\sqrt{E\rho}}$ ,  $Z = (L/C)^{1/2}$ ,  $\omega = 1/(LC)^{1/2}$ ,  $\xi = \frac{(4r^2 + \ell^2)^3}{48r^4 + 12r^2\ell^2 + \ell^4}$ ,  $\sigma^*$  - прочность ма-

териала на сжатие (зона смятия) или растяжения (зона растрескивания), U, L, C – характеристики генератора (амплитуда напряжения, индуктивность контура, разрядная емкость соответственно),  $\rho$ , E – плотность и модуль упругости материала соответственно,  $\rho_{пл}$  – плотность плазмы,  $A_*$  - искровая постоянная,  $r$ ,  $\ell$  - ширина и толщина куска.

Радиус зоны смятия определяется при  $\sigma^* = \sigma_{сж}$  из выражения:  $\frac{d\bar{a}_1}{dr} = 1$ . Равномерность дробления ( $n$ ) определяется по радиусу зоны и размеру средневероятного осколка в ней. Имея эту информацию можно рассчитать гранулометрическую характеристику разрушения единичного куска, используя распределение Розина - Раммлера:

$$\Phi(x) = 1 - \exp\left\{-\left[\frac{x}{\bar{a}_1} \Gamma\left(1 + \frac{1}{n_1}\right)\right]^{n_1}\right\} - \exp\left\{-\left[\frac{x}{\bar{a}_2} \Gamma\left(1 + \frac{1}{n_2}\right)\right]^{n_2}\right\} + \exp\left\{-\left[\frac{x}{\bar{a}_1} \Gamma\left(1 + \frac{1}{n_1}\right)\right]^{n_1}\right\} \times \exp\left\{-\left[\frac{x}{\bar{a}_2} \Gamma\left(1 + \frac{1}{n_2}\right)\right]^{n_2}\right\}$$

где  $\bar{a}_1, \bar{a}_2$  - средневероятный осколок в зоне смятия и в зоне растрескивания соответственно,  $n_1 \sim n_2$  – коэффициенты равномерности разрушения в этих же зонах,  $\Gamma(1+1/n)$  – гамма-функция.

Как видно из выражения, распределение осколков при единичном воздействии имеет двумодальный характер. Каждая из мод описывается двухпараметрической функцией Розина – Раммлера. При массовом разрушении, т.е. при подаче серии импульсов, суммарное распределение осколков по крупности переходит к одномодальному в связи с незначительными объемами зон смятия, которые значительно меньше зон растрескивания. Массовое дробление и измельчение ЭИС можно рассматривать в виде цепей Маркова, когда каждое единичное воздействие дискретно изменяет исходное состояние разрушаемой среды. Расчет такого процесса можно провести, используя функции отбора, разлома и отсева при каждом единичном воздействии.

Таким образом, ЭИС дробления и измельчения полностью вписывается в концепцию проф. Ревнивцева В.И. и представляется одним из наиболее эффективных методов дезинтеграции руд. Исследования структуры затрат энергии при ЭИС показали, что, не смотря на сдвиговый характер нагрузок в сырье, энергоёмкость процесса соизмерима с механическими аппаратами. Однако, оценки затрат энергии с учетом основной цели дезинтеграции горнорудного сырья (количество и качество извлекаемого продукта) ЭИС не имеет аналогов. В настоящее время разработаны установки ЭИС дробления на производительности от 0.1 до 1.2 т/ч при крупности исходного питания 60 – 100мм и конечной крупности продукта – 2мм в одну стадию и энергоёмкости процесса ~20 кВт.ч/т. Учитывая относительно не высокую производительность ЭИ установок, наиболее эффективное применение они нашли в геологических организациях для подготовки проб к минералогическим, литологическим и радиогенным анализам. ЭИ установки для избирательной дезинтеграции геологических проб (ДИК-1М) работают у нас в стране и за рубежом (Германия, Англия, Франция, ЮАР и т.д.). Различные модификации ЭИ установок используются для выделения драгоценного и полудрагоценного кристаллосырья; для дробления высоко абразивных и прочных материалов, например, электрокорунда, легированного цирконием; для разрушения кварцевого сырья практически без загрязнения его аппаратным металлом; для утилизации электро- и радиотехнических отходов и эластомеров в среде жидкого азота и др. Широкое внедрение электроимпульсной технологии сдерживается сложностью и, соответственно, не высокой надёжностью высоковольтного оборудования, психологическим фактором, связанным с использованием высоких уровней напряжения, недостаточно высокой производительностью аппаратов на один электрод и т.д. С развитием высоковольтной техники и с ростом вовлечения в переработку руд с низким содержанием полезного компонента востребованность этой перспективной технологии будет увеличиваться.

***В.И. Курец, Г.П. Филатов, А.Ю. Юшков***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия, ay-yushkov@mail.ru

## **ДРОБЛЕНИЕ КИМБЕРЛИТА ЭЛЕКТРОИМПУЛЬСНЫМ СПОСОБОМ**

Важной задачей при дроблении и измельчении горной породы является отделение ценных минералов от пустой породы. При разрушении горной породы традиционными механическими методами не удаётся сохранить природную форму и размеры кристаллов и зерен большинства извлекаемых минералов, что приводит к потере ка-

чества добываемого сырья. Особенно важно предотвратить потери и сохранить природное качество минералов при переработке породы, содержащей драгоценные камни. Даже незначительное повреждение природной формы кристаллов резко снижает их коммерческую ценность. Одним из таких способов дробления и измельчения позволяющий сохранить ценное сырье является электроимпульсный способ.

Электроимпульсный способ разрушения основан на формировании канала электрического разряда непосредственно внутри твердого тела, а не в окружающей его жидкости. Исследование механизма, обеспечивающего избирательность разрушения сырья электроимпульсным методом, показало, что можно выделить три стадии протекающих в разрушаемой среде. На первой стадии происходит формирование разряда в горной породе. Для формирования канала разряда внутри материала необходима такая форма электрического импульса и его амплитуда, при которых электрическая прочность окружающей среды была бы выше, чем прочность разрушаемого материала. Для большинства горных пород следует ориентироваться на градиенты напряжения 5...25 кВ/мм, при скорости нарастания напряжения от 100 кВ/мкс до 1500 кВ/мкс. Траектория канала проходит по областям расположения локальных электрических неоднородностей, в качестве которых могут выступать зерна и кристаллы ценных минералов. Таким образом, канал разряда проходит вблизи или по границе раздела «минерал – вмещающая порода», создавая предпосылки для их разделения. Когда канал разряда сформировался, то наступает дуговая стадия. В канале разряда выделяется энергия генератора импульсов за короткий промежуток времени 1...10 мкс, при этом в канале практически мгновенно повышается температура до  $10^4$  °С, а давление достигает  $10^3$  МПа. В результате канал расширяется и генерирует ударную волну в породе. В процессе своего движения ударная волна взаимодействует с неоднородностями, в качестве которых выступают отдельные минералы, акустическая жесткость которых отличается от вмещающей породы. Взаимодействие ударных волн с акустическими неоднородностями разупрочняет границы срастания вплоть до их разрушения, что способствует формированию магистральных трещин. На стадии разрушения материала происходит рост магистральных трещин в область расположения кристаллов и зерен добываемых минералов. В результате этого кристаллы и зерна вскрываются, так как границы их срастания с вмещающей породой ослаблены или разрушены, при этом они сохраняют свою природную форму.

Наиболее эффективно применять электроимпульсное дробление и измельчение для сырья крупностью 60...100 мм до крупности - 2 мм и выше. В этом случае сырье должно содержать достаточно ценные минералы, так как себестоимость электроимпульсного дробления достаточно высока. Данным требованиям отвечают кимберлитовые породы, содержащие алмазы.

В качестве объекта исследования использовался кимберлит с месторождения «Интернациональное», который состоял из отдельных фрагментов произвольной

формы. Разрушение сырья проводилось на установке, показанной на рис. 1.

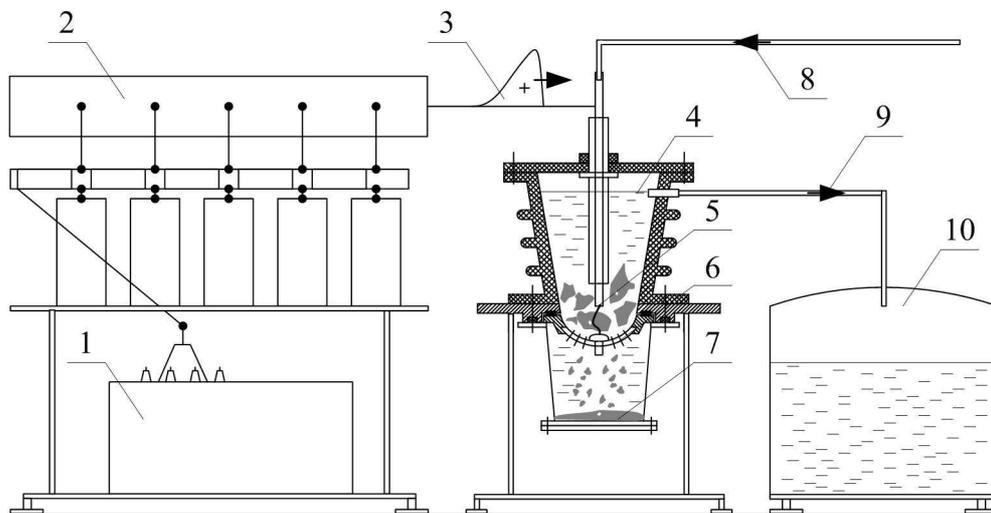


Рис. 1 – Схема установки:

1 – зарядное устройство; 2 – генератор импульсных напряжений; 3 – импульс напряжения; 4 – разрядная камера; 5 – высоковольтный электрод; 6 – электрод-классификатор; 7 – бак-сборник 8 – система подачи воды; 9 – система сброса воды; 10 – бак

В качестве источника высоковольтных импульсов использовался генератор Маркса, характеристики которого представлены в табл.1.

Таблица 1

Характеристики генератора импульсов

Наименование параметра	Единицы измерений	Значение параметра
Амплитуда напряжения	кВ	150...300
Энергия импульса	кДж	0,56...1,13
Частота импульсов	Гц	1–10
Индуктивность разрядного контура	мкГн	5...15

Рабочая камера для дробления горных пород включала в себя следующие элементы: разрядную камеру, высоковольтный электрод, электрод-классификатор, бак-сборник. Одной из характерных особенностей кимберлитов является наличие в его составе большого количества растворимых солей и тонкого глинистого материала. Кимберлит, попадая в воду, резко увеличивает ее электропроводность, поэтому обеспечить эффективное измельчение материала электрическими импульсными разрядами в этих условиях не представляется возможным из-за больших потерь энергии на стадии формирования канала разряда. Поэтому высоковольтный электрод состоял из полого металлического стержня, выполняющего роль токовода, частично изолированного по длине. Через электрод в межэлектродный промежуток могла подаваться свежая вода. Заземленный перфорированный электрод выполнял также роль класси-

фикатора готового продукта.

Во время экспериментов оценивалась вероятность формирования локального канала разряда при разрушении кимберлитов с использованием проточной технической воды, а также производилось сравнение электроимпульсного и механического способов разрушения на производительность процесса и сохранность кристаллов.

Для уменьшения потерь энергии на стадии формирования канала разряда, нами использовалась подача воды в рабочую зону через высоковольтный электрод. При объеме рабочей камеры  $0,01 \text{ м}^3$  скорость подачи воды в межэлектродный промежуток изменялась в пределах  $0,002 - 0,006 \text{ м}^3/\text{с}$ . В результате опытов было установлено, что 100% вероятность пробоя рабочего промежутка достигается при расходе воды  $0,006 \text{ м}^3/\text{с}$ .

В процессе измельчения кимберлита использовался электрод-классификатор с диаметром отверстий 10 мм. При электроимпульсном способе извлечение алмазов крупностью -  $4 + 2 \text{ мм}$  превышало этот показатель в два раза по сравнению с механическим способом. Количество поврежденных кристаллов алмазов составляло около 3%, а при механическом дроблении 33%. Анализ алмазов, извлеченных из породы при ее измельчении электроимпульсным способом, показал, что кристаллы не несут на себе каких-либо следов повреждения. Отдельные кристаллы имели дефекты, но они были природного происхождения. На поверхности некоторых кристаллов обнаружен след от канала разряда, но при этом форма этих кристаллов полностью сохранилась. Следует отметить, что при электроимпульсном способе вскрытие кристаллов и зерен происходит при крупности дезинтеграции сырья в 2 – 3 раза больше, чем размеры включений, чего не удается достичь при механических методах дробления.

***О.В. Воронова, Л.А. Киенко, Л.А. Саматова***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия, olya-vo@mail.ru

## **ПОВЫШЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ КАРБОНАТНО-ФЛЮОРИТОВЫХ РУД НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ ПУЛЬПЫ**

Одним из основных путей повышения эффективности процесса разделения минералов, обладающих близкими флотационными свойствами, является обеспечение условий для селективного взаимодействия реагентов с поверхностью минеральных частиц. Интенсивность проявления различий в свойствах минералов, обуславливающая эффективность протекания технологических процессов разделения, может быть значительно усилена при использовании акустических воздействий.

Изучением механизмов действия ультразвуковых колебаний в различное время занимались советские ученые С.Н. Ржевкин, Е.П. Островский, В.А. Глембоцкий, Б.А. Агранат, К.С. Аكوпова, А.И. Шульгин и др. Было определено, что основной эффект воздействия ультразвуковых (акустических) колебаний достигается благодаря возникновению в жидкой среде явления кавитации и сопутствующего ей ряда других эффектов. Эти явления и являются движущим фактором химико-технологических процессов в ультразвуковом поле.

При флотации ультразвуковая обработка может применяться для изменения на молекулярном уровне физических и физико-химических свойств воды, поверхности воздушных пузырьков и капель нерастворимых флотореагентов-собирателей, гидратных слоев на поверхности минеральных частиц, полного эмульгирования флотореагентов, повышения избирательной способности минеральных частиц и реагентов-собирателей.

Исходя из вышесказанного, были проведены исследования по влиянию ультразвукового воздействия на жидкую фазу пульпы в процессе флотации флюоритовых руд. Эксперименты проводились на двух пробах руды: пробе текущей переработки (№ 37), отобранной с конвейера обогатительной фабрики Ярославской горнорудной компании с содержанием  $\text{CaF}_2$  – 26,8%,  $\text{CaCO}_3$  – 17,85% и пробе высококарбонатной руды (№ 38) отвала 8А с содержанием  $\text{CaF}_2$  – 26,6%,  $\text{CaCO}_3$  – 25,6%. С целью сравнительного анализа на первом этапе исследований был проведён цикл экспериментов без использования ультразвука, результаты которых представлены в таблице. В опытах открытого цикла по стандартной схеме с 5-6 перечистками пенного продукта основной флотации, с использованием в качестве собирателя ЖКТМ были получены концентраты, содержащие  $\text{CaF}_2$  – 91,95-92,68%. После четвёртой перечистки содержание  $\text{CaF}_2$  в концентратах составило 87,94-91,7%, максимальное извлечение флюорита 63,3%.

Для обработки жидкой фазы пульпы использовалось устройство, изготовленное на базе ультразвукового излучателя с частотой ультразвуковых колебаний до 60 кГц. В таблице приведены результаты флотации с обработкой ультразвуком водной среды перед основной флюоритовой флотацией. Качественные показатели основной флюоритовой флотации практически не изменились. Однако эффективность перечистных операций существенно изменилась: извлечение флюорита в концентрат четвёртой перечистки возросло до 67,3%. Очевидно, действие ультразвука на дисперсную характеристику составляющих компонентов флотационной пульпы проявилось по истечению определённого времени.

Более заметный эффект был зафиксирован при обработке ультразвуком воды, используемой для разбавления пенных продуктов в перечистках. Флотация руды с более благоприятным составом позволила получить концентраты с содержанием  $\text{CaF}_2$  выше 90%, при сокращении числа перечисток. Извлечение флюорита в концентрат третьей перечистки с содержанием  $\text{CaF}_2$  90,03% составило 72,8%. Достаточно высо-

кие результаты получены также на высококарбонатной руде (проба № 38): в концентрат четвёртой перечистки с содержанием  $\text{CaF}_2$  90,94% извлечение флюорита составило 67,45%. С увеличением количества перечисток содержание  $\text{CaF}_2$  в концентрат возрастает до 92,26-94,65%. Очевидно, что повышение эффективности перечисточных операций является следствием ультразвуковой обработки пульпы.

Из возможных механизмов действия на ряду с изменениями адсорбционных и гидратных слоёв на поверхности минералов может быть рассмотрено разрушение наиболее слабых связей собирателей с поверхностью минералов (например, при молекулярной адсорбции) под действием кавитации.

Таблица

Результаты экспериментов по флотации флюоритовой руды

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		$\text{CaF}_2$	$\text{CaCO}_3$	$\text{CaF}_2$	$\text{CaCO}_3$	
без ультразвуковой обработки жидкой фазы						
Концентрат 5 переч.	14,36	92,68	2,17	50,11	1,72	Проба № 37 Основная флотация: NaF – 1400 г/т; ЖКТМ – 450 г/т.
Концентрат 4 переч.	15,86	91,70	2,68	54,78	2,35	
Концентрат 3 переч.	17,77	88,70	4,17	59,36	4,10	
Руда		26,55	18,08			
Концентрат 5 переч.	17,47	92,42	2,78	60,36	2,70	Проба № 37 Основная флотация: NaF – 1200 г/т; ЖКТМ – 450 г/т.
Концентрат 4 переч.	18,74	90,34	4,19	63,30	4,35	
Концентрат 3 переч.	20,42	86,35	6,69	65,93	7,58	
Руда		26,6	17,9			
Концентрат 6 переч.	16,34	91,95	3,57	56,78	2,26	Проба № 38 Основная флотация: NaF – 1600 г/т; ЖКТМ – 450 г/т.
Концентрат 5 переч.	17,87	90,59	4,56	61,19	3,15	
Концентрат 4 переч.	19,97	87,94	6,45	66,39	4,98	
Руда		26,46	25,86			
ультразвуковая обработка жидкой фазы перед основной флотацией						
Концентрат 5 переч.	18,22	92,82	2,97	62,77	3,03	Проба № 37 Обработка 25 мин. NaF – 1400 г/т; ЖКТМ – 450 г/т.
Концентрат 4 переч.	20,01	90,63	4,75	67,30	5,31	
Концентрат 3 переч.	21,80	87,37	7,38	70,69	9,00	
Руда		26,94	17,88			
ультразвуковая обработка жидкой фазы в перечистках						
Концентрат 5 переч.	14,53	94,65	1,06	51,48	0,86	Проба № 37 Основная флотация: NaF – 1400 г/т; ЖКТМ – 450 г/т. Обработка 60 мин.
Концентрат 3 переч.	15,31	93,62	1,55	53,66	1,32	
Концентрат 2 переч.	16,87	90,66	2,95	57,28	2,77	
Руда		26,71	17,94			
Концентрат 5 переч.	20,16	92,26	2,47	69,85	2,85	Проба № 37 Основная флотация: NaF – 1200 г/т; ЖКТМ – 450 г/т. Обработка 40 мин.
Концентрат 3 переч.	21,53	90,03	3,39	72,80	4,17	
Концентрат 2 переч.	23,54	85,34	5,54	75,76	7,46	
Руда		26,62	17,5			
Концентрат 6 переч.	18,42	92,71	2,1	64,63	1,51	Проба № 38 Основная флотация: NaF – 1200 г/т; ЖКТМ – 450 г/т. Обработка 40 мин.
Концентрат 4 переч.	19,60	90,94	3,50	67,45	2,68	
Концентрат 3 переч.	21,06	88,27	5,59	70,33	4,60	
Руда		26,43	25,59			

Таким образом, в результате предварительных принципиально-оценочных исследований по изучению влияния ультразвуковой обработки на флотацию тонковкрапленных высококарбонатных руд Вознесенского рудного района установлено:

1. Обработка жидкой фазы флотационной системы перед основной флотацией не оказывает заметного влияния на качественные показатели. В процессе дальнейших перечистных операций наблюдается повышение интенсивности концентрации флюорита.

2. Применение ультразвука для обработки воды, подающейся для разбавления пенных продуктов перечисток, сопровождается существенным ростом селективности разделения минералов в перечистных операциях. В результате количество перечистных операций может сократиться до двух-трёх, против необходимых в стандартной технологии пяти-шести.

3. Извлечение флюорита в концентраты с содержанием  $\text{CaF}_2$  91,59-90,03% может возрасти в сравнении с технологией без ультразвуковой обработки пульпы на 7,9-9,5%.

***Г.Д. Краснов, В.В. Чихладзе***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия

## **ВЛИЯНИЕ МЕТОДА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА РУД**

Селективное раскрытие минеральных комплексов – одно из основных требований к процессу дезинтеграции горной породы для последующего разделения составляющих ее минералов.

В последние десятилетия большое распространение получило измельчение методом объемного сжатия в слое материала, который реализуется в валковых дробилках высокого давления (ВДВД), роллер-прессах. Процесс дробления в них основан на сжатии и раздавливании слоя материала между вращающимися валками. В настоящее время этот метод используется на многих предприятиях горной промышленности во всем мире для мелкого дробления и грубого измельчения. Опыт эксплуатации роллер-прессов показывает их высокую эффективность при малых энергетических затратах. Повышается производительность по готовому классу крупности, улучшается избирательность измельчения.

Близкие дроблению в ВДВД условия создаются на прессовой испытательной машине при одноосном сжатии материала в замкнутом сосуде. Сравнение измельчения в валковой дробилке высокого давления и на прессовой испытательной машине было проведено на двух пробах: медно-молибденовой руды месторождения Нурказган и медно-порфировой руды месторождения Кальмакыр. Измельченные материалы

сравнивались по гранулометрическому составу, содержанию меди и других элементов в классах крупности, распределению этих элементов по классам крупности, результатам флотации продуктов измельчения. Оценивались также минеральный состав фракций, механическая дефектность минеральных частиц, количество свободных зерен рудных минералов.

Совокупность всех полученных сведений по сравнению результатов параллельного измельчения рудных материалов в валковой дробилке высокого давления (роллер-пресс) и на прессовой испытательной машине показывает, что при дезинтеграции одних и тех же материалов эти методы дают достаточно близкие результаты. Таким образом, объективная оценка вероятных результатов флотационного обогащения рудных материалов, обработанных на роллер-прессе, возможна на основании флотационных опытов с материалами, прошедшими обработку на прессовой испытательной машине. Это дает основание считать возможным и объективным моделирование роллер-измельчения в контролируемых лабораторных условиях.

Такое моделирование было проведено на примере измельчения полиметаллической руды Озерного месторождения. Основная задача работы – сравнение технологии рудоподготовки для конкретной руды по основному технологическому признаку – показателям обогатительного разделения измельченных продуктов с объяснением причин различной обогатимости.

Для измельчения использованы универсальная гидравлическая прессовая машина SATEK 300DX, обеспечивающая усилие сжатия до 100 кН, и лабораторная шаровая мельница МЛ-40.

Проба Озерного месторождения представлена колчеданной свинцово-цинковой сульфидной рудой с преобладанием дисульфидов железа (пирита, марказита). Содержание пирита в пробе около 40%, сфалерита - около 10 %, галенита примерно 1 %). Карбонаты кальция, магния, марганца составляют до 30 % руды. В ней также присутствует кварц, алюмосиликаты, а также в незначительном количестве рутил, ильменит, арсенопирит, барит, флюорит. Были подготовлены 2 навески крупностью -3 мм для измельчения двумя методами. Из продуктов измельчения для флотации был выделен класс -100 мкм, который после шарового измельчения оказался существенно мельче по сравнению с продуктом прессовой обработки. Это объясняется, очевидно, различием механизма разрушения рудных частиц этими методами. При прессовой обработке сростки в большей степени разрушаются по поверхностям контакта минералов и в дальнейшем меньше подвергаются дополнительному разрушению.

Различие механизмов дезинтеграции проявляется и в результатах флотационных опытов. Флотация материала прессового измельчения дает значительно больше пенного продукта, который заметно мельче пенного продукта шарового измельчения. Рентгеноспектральный анализ концентрата и хвостов показал, что в пенный продукт выделяется основная часть сульфидов, причем, вместе с ценными минералами, сфа-

леритом, галенитом, в пену попадает большое количество пирита, который при флотации не подавлялся известью. В результате, как следствие селективного раскрытия минералов, происходит разубоживание концентрата железом и серой. Поэтому при прессовом измельчении содержание Zn и Pb в концентрате немного меньше, но извлечение ценных минералов, как и всех сульфидов, значительно выше.

Общеизвестно, что применение при рудоподготовке метода объемного сжатия (роллер-технология) экономически эффективно. Материалы проведенных исследований показывают возможность значительного улучшения технологических показателей флотационного обогащения руд цветных металлов даже в случае их трудной обогатимости.

Рентгенофлюоресцентный спектральный анализ выполнен в Центре изучения природного вещества при комплексном освоении недр ИНКОН РАН Новиковой Г.Н.

### ***В.В. Львов***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Национальный минерально-сырьевой университет «Горный» (Горный университет), г. Санкт-Петербург, Россия, opilvv@mail.ru,

## **ОЦЕНКА ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТИ РУД В ЦИКЛАХ РУДОПОДГОТОВКИ МЕТОДОМ ПАДАЮЩЕГО ГРУЗА**

Тестер падающего груза (DWT) фирмы JKTech разработан минеральным исследовательским центром им. Юлиуса Круттшнитта для измерения функции разрушения (появления) для руды в пяти фракциях крупности в диапазоне от 13 до 63 мм при различных уровнях энергии (от 0,1 до 2,5 кВт-ч/т). Результаты сводятся к двум параметрам, - A и b. Аппаратура состоит из системы для падения переменного груза на образцы породы различной крупности с различных высот. Внешний вид устройства и его схема представлены на рис. 1.

Эти параметры могут быть использованы при моделировании и симуляции цикла измельчения с использованием пакета JKSImMet. Комбинации циклов дробления, само/полу-самоизмельчения, классификации и вторичного измельчения могут быть промоделированы и симулированы.

Потребности в энергии дробления могут быть оценены по результатам теста падающего груза, а энергетические затраты на само/полусамоизмельчение могут быть определены по результатам симуляции. Результаты тестов могут быть использованы при симуляции работы фабрик в случаях исследований при изменении типов руды, размеров аппаратов классификации, грансостава руды, шаровой нагрузки, размера отверстий в решётке, использования галечных дробилок и т.д.



Рисунок 1. Схема устройства тестера падающего груза

Симуляция также может быть использована при проектировании новых циклов для проверки различных конфигураций схемы и усовершенствовании выбора оборудования.

Методика проведения теста DWT.

Процедура теста требует 65 кг материала, который готовится специально для получения от 30 до 90 кусков пяти фракций крупности узкого диапазона. Плотность кусков руды лежит в диапазоне  $2800 \div 4000 \text{ кг/м}^3$ . Диапазон изменения энергии дробления на частицу регулируется от 0,1 до 2,5 кВт-ч/т за счёт изменения массы грузов (от 20 до 50 кг) и высоты падения (от 0,5 до 1,0 м).

Энергия разрушения на единицу массы вычисляется из выражения:

$$E_{cs} = H(0,0272M_c) / \bar{M}, \text{ кВт-ч/т} = 97,9H(M_c) / \bar{M}, \text{ Дж/т} \quad (1)$$

где  $E_{cs}$  - входная энергия, Дж/т;  $H$  - высота падения груза, см;  $M_c$  - масса падающего груза, кг;  $\bar{M}$  - средняя масса пробы, кг.

После операции дробления груз покоится на разрушенных частицах. Следовательно, действительное расстояние, пройденное грузом меньше, чем измеренная высота. Должна быть введена коррекция в действительное расстояние, пройденное грузом дробления путём замены  $H$  на  $H - H_R$ , где  $H_R$  есть действительное расстояние от основания плиты до положения покоя груза после дробления.

В обычной практике для дробления используют 20 кг блок. Если масса недостаточна, её увеличивают. Энергия разрушения регулируется путём подбора соотношения массы блока и высоты, с которой он падает. Энергия, достигаемая этим методом хорошо согласуется с энергией, необходимой в промышленных дробилках и мельницах само/полусамоизмельчения. Подготовленные наборы проб «пропускаются» через DWT. Результаты разрушения тщательно собирают, классифицируют по стандартной методике и получают набор кривых (рис. 2).

При построении зависимостей на рис. 2 крупность частиц выражена в относительных величинах  $t_n$ , приведенных к крупности исходных частиц, причём, в качестве базовой принята  $t_{10}$ , представляющая 1/10 от исходной.

Зависимость  $t_{10}$  от  $E_{cs}$  может быть аппроксимирована в виде экспоненты

$$t_{10} = A \cdot (1 - e^{-b \cdot E_{cs}}) \quad (2)$$

где  $A$  - константа (асимптота);  $b$  - константа (управляет формой кривой).

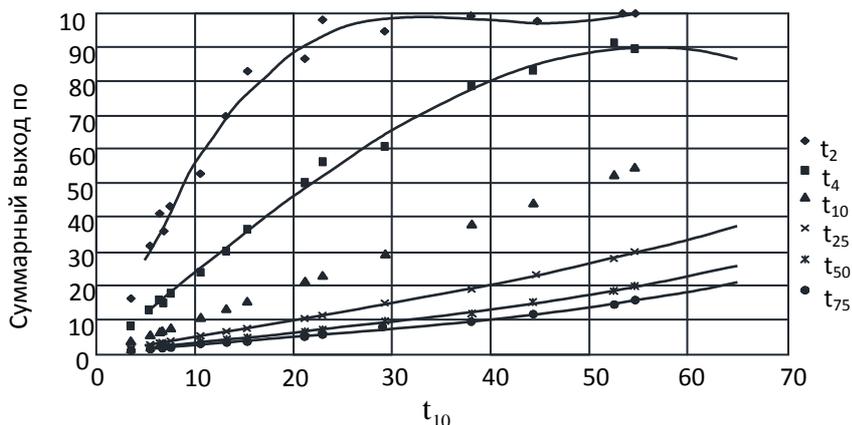


Рис. 2. Зависимости  $t_n = f(t_{10})$  для  $t_n = 1/2, 1/4, 1/25, 1/50$  и  $1/75$  исходной крупности (эксперимент)

Константы  $A$  и  $b$ , найденные из уравнения (2), характеризуют ударную прочность частиц; обычно используют произведение  $A \cdot b$  как характеристику прочности материала. Обобщённая зависимость  $A \cdot b = f(E_{cs})$  представлена на рис. 3

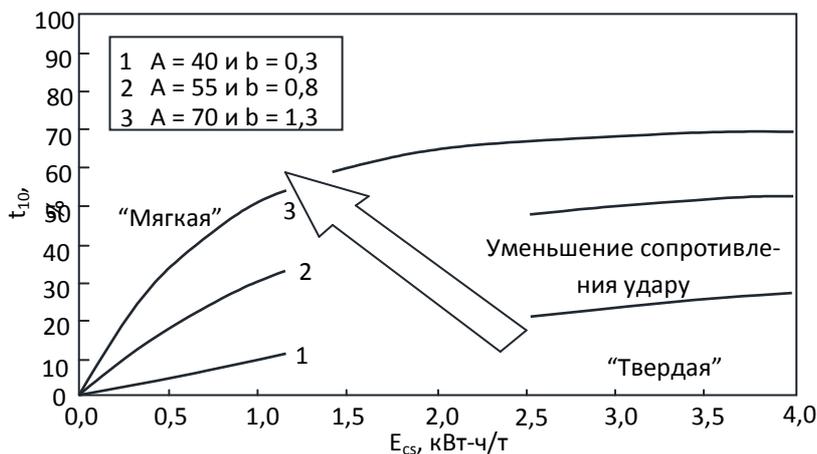


Рис. 3. Зависимость прочность – энергия для руд с различной характеристикой  $A \cdot b$

При наличии известных величин  $A \cdot b$  возможно рассчитать функции разрушения (появления), играющие важную роль в моделях барабанных мельниц.

### Выводы

Применение тестера падающего груза позволяет определить функцию разрушения (появления) для руды в пяти фракциях крупности при различных уровнях энергии. Полученные данные выражаются двумя параметрами -  $A$  и  $b$ . Эти параметры необходимы для создания более точных моделей при моделировании и симуляции циклов дробления и измельчения с использованием пакета JKSImMet, а так же комбинаций циклов дробления, само/полусамоизмельчения, классификации и вторичного измельчения. По результатам теста падающего груза могут быть оценены потребности в энергии дробления, а энергетические затраты на само/полусамоизмельчение могут быть определены по результатам симуляции.

**С.К. Савватеев**

Министерство образования и науки Российской Федерации «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия, monkey6@mail.ru

## **К ВОПРОСУ ИСПЫТАНИЙ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД**

Основные капитальные и эксплуатационные затраты на обогатительных фабриках приходятся на процессы дробления и измельчения, которые составляют до 50-70%. В связи с этим, перед проектированием обогатительных фабрик выполняются полный комплекс исследований прочностных свойств, предполагаемой для переработки руды и на основании полученных результатов определять схему, размеры и количество дробильно-измельчительного оборудования. Главными характеристиками, на основании которых рассчитываются параметры (размеры, мощность) промышленных дробилок и мельниц являются пределы прочности руды при одноосном сжатии и растяжении, а также ее индексы дробимости, абразивности, стержневого и шарового измельчения.

В настоящее время существует множество работ и методик для определения прочностных свойств минералов, основные методы которые наиболее часто используются в лабораториях:

1. Метод комплексного определение пределов прочности при одноосном растяжении и сжатии.
2. Методика испытания горных пород точечной (сосредоточенной) нагрузкой для определения индекса прочности.
3. Индекс дробления Бонда ( $CWi$ ).
4. Индекс абразивности Бонда ( $Ai$ ).
5. Индекс стержневого измельчения Бонда ( $RWi$ ).
6. Индекс шарового измельчения Бонда ( $BWi$ ).
7. Тест на прочность горной породы ( $DWT$ ).

Каждый из этих методов основан на измерении энергии, которая требуется для разрушения исследуемого образца. Энергия, расходуемая на дробление, складывается из энергии на упругую деформацию разрушенных зерен и на образование новой поверхности.

В частности устройство для теста на прочность горной породы ( $DWT$ ) состоит из груза, который поднимается пневмоцилиндром на определенную высоту. При размывании, под тяжестью груз падает на частицу породы находящуюся на стальной опоре. Этот блок закрыт стеклом для предотвращения потери породы. Устройство имеет ряд особенностей обеспечивающих безопасность испытателя.

Основной задачей теста на прочность горной породы при проведении - это измерение подводимой энергии, которая определяется массой основного груза, высотой с

которой он дробит породу и массой разбитой частицы породы. Способность изменения высоты падения и массы груза позволяет устанавливать разные уровни подводимой энергии.

Для увеличения доступной подводимой энергии, предоставляется два вида груза: стандартный (15 кг) и легкий груз (2.5 кг). Каждый основной груз имеет несколько свинцовых разновесов, которые можно добавлять или убирать. Основной груз состоит из самого груза, набора свинцовых разновесов и фиксирующей гайки.

Основным недостатком теста DWT является проведения длительных испытаний и большого объема работ. Кроме того проведение теста осуществляется в стационарном устройстве, что не позволяет осуществить исследования в полевых условиях.

По аналогии метода исследования на прочность образцов строительных материалов, разработана методика и мобильная установка для определения прочностных свойств и индекса чистой работы. Данная установка представляет собой блок со сверлом, под который закрепляется исследуемый образец минерала, сверху на блок устанавливается груза различной массы, что позволит определить прочность минерала под их действием. И дальнейшая обработка результатов теста позволяет получить данные о пределе прочности и индекса чистой работы.

Данная методика и установка позволяет проводить тесты по определению предела прочности и индекса чистой работы непосредственно на месте геологоразведочных работ в полевых условиях, что обеспечит снижение затрат на транспортировку, а так же сократить время проведения испытаний минерального сырья.

**Э.К. Спирин, Л.В. Миськевич**

«Национальный исследовательский Томский политехнический университет» Юргинский технологический институт (филиал) федерального государственного бюджетного образовательного учреждения высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Юрга, Кемеровская область, Россия, 14eks@mail.ru

## **ПОВЕДЕНИЕ РУБИДИЯ И ЦЕЗИЯ ПРИ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СОРТИРОВКЕ РУД РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.**

Радиометрическое обогащение (РМО) редкометального сырья значимо меняет вещественный состав обогащённого продукта (ОП) в сторону ценных составляющих. При этом некоторые компоненты могут переходить из категории бесполезных примесей в категорию сопутствующих металлов, добыча которых представляет практический интерес.

Этот вопрос рассматривался применительно к рудам Стрельцовской группы ме-

сторождений (СГМ). Наилучшие результаты были в тех случаях, когда между полезными составляющими руды существуют тесные пространственные или генетические связи.

В результате радиометрического обогащения уменьшается количество горной массы, вовлекаемой в гидрометаллургический цикл, за счёт выделения некондиционного или балластного материала. Одновременно возрастает содержание основных компонентов оставшейся части. Поэтому основная масса добытой руды должна подвергаться радиометрическому обогащению с последующей переработкой продуктов на гидрометаллургическом переделе (Спирин Э.К. и др. Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания. Астана, изд-во «Жана Арка». 1992.-345с.).

Радиометрическое обогащение руд при всех своих положительных сторонах является, тем не менее, процессом, рассчитанным на концентрирование только радиоактивной составляющей, и по этому существует угроза потери сопутствующих компонентов. Доля потерь снижается при наличии генетических, парагенетических и пространственных связей между компонентами при условии, что эти последние не нарушаются при дроблении горной массы.

Поведение рубидия и цезия в процессах радиометрического обогащения изучено на примере руд, приуроченных к центральной части Стрельцовского рудного поля. В связи с тем, что руды локализируются в различных литологических разностях пород, комплексное изучение минерального сырья проводилось дифференцированно. Исследование обогатимости цезий-рубидий – содержащих радиоактивных руд предпринято как в зависимости от литологической приуроченности, так и в шихте.

Были изучены и обобщены результаты РМО для 17 валовых проб (табл.1).

Из данных табл. 1 следует, что в продуктах обогащения шихтованных руд концентрируются рубидий и цезий, извлечение которых в товарный продукт составляет не менее 67%. При низких величинах исходного содержания компонентов в рудах достигнутые показатели следует признать удовлетворительными.

Данные исследования расширяют перспективу комплексного использования минерального сырья предприятия, позволяют рассматривать урановые руды СГМ в качестве принципиально нового потенциального источника получения рубидия и цезия.

Действительно, если принять средние содержания Rb и Cs в рудах СГМ на уровне 0,018% и 0,003% соответственно, то при запасах сырья 147 млн.тонн в нём находится рубидия 26500 тонн и цезия 4400 тонн.

Даже при извлечении на 20-30% могут быть утилизированы около 6000 и 1000 тонн рубидия и цезия соответственно.

В рассматриваемом случае мы вправе говорить о комплексности, обусловленной наличием пространственной связи с основным элементом.

Таблица 1

Показатели радиометрического обогащения руд Стрельцовских месторождений, содержащих рубидий и цезий.

Проба	Исходное содержание Rb/Cs % 10 <sup>-3</sup>	Товарный продукт				Отвальные хвосты			Вмещающая порода
		Выход %	Сод-е, Rb/Cs % 10 <sup>-3</sup>	К обог. Rb/Cs	Извлеч. Rb/Cs %	Выход %	Сод-е, Rb/Cs % 10 <sup>-3</sup>	Потери Rb/Cs %	
СТ-86	8,2	53,6	12,7	1,55	82,6	46,5	3,0	17,4	фельзиты
	2,2		4,1	1,86	100		-	-	
СК-2	14,0	59,7	21,1	1,51	90,0	40,3	3,4	10,0	трахидациты
	2,5		3,7	1,48	87,8		1,0	12,2	
СТ-85	12,5	48,0	20,0	1,60	76,6	52,0	5,6	23,4	андезито-базальты
	7,2		12,9	1,79	85,7		2,0	14,3	
СК-3	17,3	62,0	18,0	1,04	64,8	38,0	16,0	35,2	конгломераты
	2,6		2,8	1,08	67,2		2,2	32,8	
СТ-100	16,9	66,6	23,4	1,38	92,3	33,4	3,9	7,7	шихта
	2,9		3,8	1,31	87,3		3,1	12,7	
СТ-102	22,4	67,4	26,6	1,19	80,2	32,5	13,6	19,8	шихта
	3,4		4,1	1,21	80,9		2,0	19,1	
СТ-105	14,2	68,1	19,1	1,35	91,7	31,9	3,7	8,3	шихта
	3,9		5,2	1,33	91,0		1,1	9,0	

Следует отметить, что эта связь между компонентами является достаточно тесной. Это также весомый довод в пользу высказанного выше положения о рудах СГМ как о возможном принципиально новом источнике рубидиевого и цезиевого сырья, особенно с учётом наличия отработанных технологий химической переработки руд (Спирин Э.К. и др. К вопросу о комплексном использовании руд. В.сб. «Отраслевая конференция по гидрометаллургии». Гос. комитет СССР по использованию атомной энергии. М.:1981. С.36-42.).

Таблица 2

Распределение составляющих руды по продуктам радиометрической сортировки

Проба	СТ-1		СТ-2		СТ-3		СТ-4		СТ-5	
	ОП	ХВ								
SiO <sub>2</sub>	59,5	61,2	62,4	68,7	42,1	42,3	67,2	64,6	68,0	66,3
Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	5,41	5,29	4,12	3,64	8,75	8,57	3,42	3,64	2,86	2,92
CO <sub>2</sub>	1,34	1,37	1,19	1,22	6,05	5,84	0,68	0,69	1,02	1,21
F	2,07	2,24	0,94	0,89	4,57	4,98	0,80	0,83	0,33	0,32
TiO <sub>2</sub>	0,73	0,73	0,47	0,52	0,36	0,41	0,58	0,58	0,39	0,33
MnO <sub>2</sub>	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03	0,03	0,03	0,03	0,02	0,02
CaO	2,76	2,85	3,34	3,52	9,11	8,86	2,32	2,30	2,86	2,90
MgO	0,46	0,41	0,86	0,80	0,56	0,58	0,70	0,67	0,74	0,69

По-иному ведут себя в процессе обогащения другие составляющие сырья. Как видно из (табл. 2), распределение их между обогащённым продуктом и хвостами сортировки (ХВ) практически равномерное.

Поэтому относительное (к урану) содержание примесей в исходном продукте гидрометаллургического цикла снижается, что, в общем, должно благоприятно сказываться на сорбционном переделе, тем более, что соотношение легко - (ЛВ) и трудновскрываемой (ТВ) модификаций железа по продуктам сортировки сохраняется практически неизменным (табл. 3).

Таблица 3

Распределение ЛВ- и ТВ- модификаций железа по продуктам РМО

Проба	СТ-1		СТ-3		СТ-4		СТ-5	
	ОП	ХВ	ОП	ХВ	ОП	ХВ	ОП	ХВ
$\frac{\hat{E}\hat{A}}{\hat{O}\hat{A}}$	2,80	2,86	1,73	1,66	2,56	2,49	1,04	1,12

Примечание: время вскрытия в сернокислотном растворе с избыточной кислотностью 15-20 г\л при Т:Ж=1:1,6 и температуре 60°C – 3 часа.

Таким образом, наличие в рудах тесных связей между компонентами может значительно изменить характер принадлежности сырья, например за счёт перевода его из монометалльной в категорию комплексного.

### ***С.В. Мамонов***

Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, Mamonov\_SV@umbr.ru

## **ВЛИЯНИЕ УСКОРЕНИЯ ПРОСЕИВАЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ**

На Красноуральской обогатительной фабрике в цикле поверочной классификации второй стадии измельчения медно-цинковой руды испытан грохот тонкого грохочения. Для испытуемого грохота, укомплектованного полиуретановыми ситами ТН48-30x0,100МТ с размером ячейки 0,1 мм, характерны высокочастотные, низкоамплитудные вибрации сит с ускорением просеивающей поверхности 3-5g.

Процесс эксплуатации грохота выявил отрицательный момент - быстрое зарастание отверстий сит нерастворимыми солями карбоната и сульфата кальция, фтористыми соединениями магния и кальция, гидроксидом магния, а также цементированными ими тонкими рудными частицами. Зарастание отверстий сит может быть вызвано не только высокой жесткостью жидкой фазы пульпы и наличием частиц, размер

которых близок к размеру отверстий сита, но и в силу отсутствия самоочистки сит при низких значениях (3-5g) их ускорения (так называемого «всхлapyвания» карбонатного осадка и «трудных» зерен).

Заращение отверстий сит привело к резкому снижению результатов разделения. Так, выход подрешетного продукта снизился с 42-65% до 8-22%. При этом эффективность классификации снизилась с 55-68% до 10-30%, а эффективность грохочения снизилась с 70-80% до 10-30%.

Заращение отверстий сит происходило в течение 10 суток их эксплуатации. Промывка сеток (в том числе с использованием аппаратов с высоким давлением) оказалась неэффективной. Общий вид просеивающей поверхности с «заросшими» отверстиями сит приведен на рис. 1.

Заращение отверстий сит при использовании грохотов с ускорением просеивающей поверхности 3-5g может носить повсеместный характер в операциях классификации руд цветных металлов за счет того, что при обогащении данных руд наблюдаются повышенные концентрации сульфат-иона,



Рис. 1 Общий вид просеивающей поверхности

диоксида углерода, фторид-ионов, катионов кальция, магния в оборотных водах, наличие «трудных» зерен в твердой фазе пульпы.

Исключение эффекта заращения сит нерастворимыми осадками и «трудными» зернами возможно путем химической подготовки воды к промышленному применению или путем создания большего ускорения, передаваемого на сетку грохота.

Производителями классифицирующего оборудования задекларировано, что стабильно высоких показателей ускорения равного 500g и выше возможно достичь, применяя многочастотные механические системы «Kroosher».

Многочастотный грохот с системой «Kroosher» испытан на продукте мельницы второй стадии измельчения медной руды Красноуральской ОФ. Испытания выполнены на проволочной металлической тканой сетке с размером отверстий 0,1 мм.

В процессе гидравлической классификации на грохоте был получен подрешетный продукт с массовой долей контрольного класса крупности  $-0,071$  мм – 95%, с извлечением его в подрешетный продукт – 90,65%. Эффективность грохочения по контрольному классу крупности составила 85,50%.

Многочастотный грохот с системой «Kroosher» испытан в первой стадии измельчения медной руды Жезказганской обогатительной фабрики. В качестве просеивающей поверхности приняты нейлоновые сетки с размером ячейки 2,0 мм и 1,6 мм.

Испытания процесса гидроклассификации медной руды на сетке с размером ячейки 2,0 мм позволили получить подрешетный продукт с массовой долей класса крупности -1,6 мм 97% с извлечением 99%. Эффективность грохочения по классу крупности -1,6 мм составила 76%.

Тонким грохочением медной руды на сетке с размером ячейки 1,6 мм получен подрешетный продукт с массовой долей класса крупности -1,6 мм 99%. Извлечение класса крупности -1,6 мм в подрешетный продукт грохота составило 95%, при эффективности грохочения по данному классу крупности 92%.

Испытания показали, что зарастание отверстий сит при применении многочастотного грохота с системой «Kroosher», обеспечивающей высокое ускорение просеивающей поверхности, не происходит.

Коэффициент живого сечения просеивающей поверхности от времени эксплуатации грохота уменьшается не значительно.

По результатам исследований установлено, что ускорение просеивающей поверхности влияет на технологические показатели тонкого грохочения. Увеличение ускорения просеивающей поверхности с 5g до 500g при обогащении руд цветных металлов позволяет: снизить эффект зарастания отверстий сит нерастворимыми карбонатными осадками и «трудными» зернами, обеспечить самоочистку сит, повысить эффективность грохочения.

*Ю.И. Азбель<sup>1</sup>, А.В. Бортников<sup>1</sup>, С.В. Дмитриев<sup>1</sup>, Ю.М. Кимберг<sup>2</sup>,  
А.О. Мезенин<sup>1</sup>, А.Д. Самуков<sup>1</sup>*

<sup>1</sup>НПК «Механобр-техника», г. Санкт-Петербург, Россия, azbel@yandex.ru

<sup>2</sup>ООО «Дакси Лтд, г. Москва, Россия, YKimberg@ya.ru

## **ТЕХНОЛОГИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ АПАТИТСОДЕРЖАЩИХ СИЕНИТ-ДИОРИТОВЫХ РУД**

В работе представлена разработка технологической схемы обогащения для переработки апатитсодержащих сиенит-диоритовых руд.

Произведено сравнение геолого-минералогических и технологических характеристик указанных руд с рудами Хибинского массива.

Цель работы состояла в получении предварительного концентрата сухим способом с максимально возможным содержанием фосфора. В дальнейшем этот концентрат флотуруется для получения конечного продукта.

Предконцентрация (чернового) концентрата обусловлена необходимостью снижения транспортных расходов в связи с невозможностью строительства флотационной фабрики непосредственно на месторождении, находящемся в «зелёной зоне», по-

этому черновой концентрат, полученный на месторождении с применением сухой магнитной сепарации, предполагается транспортировать автотранспортом на флотационную обогатительную фабрику, которая будет построена примерно в 100 км от месторождения.

Технологические исследования включали:

- изучение селективной дезинтеграции в конусной инерционной дробилке и определение оптимальной гранулометрической характеристики дроблёного продукта;
- исследования влияния гранулометрического состава материала, подвергаемого сухому магнитному обогащению и режима этого обогащения на технологические показатели.

Приведённые исследования позволяют сделать вывод о возможности получения первичного (чернового) концентрата (подлежащего дальнейшей флотации) с содержанием фосфора около 7% при выходе  $\approx$  9% и извлечении не менее 40%.

На основании полученных данных предложена оригинальная технология предварительной концентрации в виде оптимальной схемы дробления и измельчения и магнитной сепарации для опытно-промышленной фабрики производительностью 500 тыс. тонн в год, а также схема цепи аппаратов, позволяющая получать черновой концентрат для дальнейшей переработки на флотационной фабрике.

***Ю.И. Азбель<sup>1</sup>, В.И. Воронько<sup>2</sup>, С.В. Дмитриев<sup>1</sup>, С.А. Лупей<sup>3</sup>, А.О. Мезенин<sup>1</sup>***

<sup>1</sup>НПК «Механобр-техника», г. Санкт-Петербург, Россия, azbel@yandex.ru

<sup>2</sup>ОАО "Туганский горно-обогатительный комбинат Ильменит", г.Томск, Россия, ilmenite@ilmenite.ru

<sup>3</sup>Иршанский государственный горно-обогатительный комбинат, п. Иршанск, Украина; lsa@igok.com.ua

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ВЫСОКОГРАДИЕНТНОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ДОВОДКЕ ЧЕРНОВЫХ ИЛЬМЕНИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

С целью выявления путей повышения технологических показателей доводки черновых ильменитовых концентратов, проведены лабораторные испытания по магнитному обогащению соответствующих продуктов Лемненской ОФ и Туганского ГОКа. Испытания проводились на сухом электромагнитном сепараторе ЭВС-28/9 и лабораторном сепараторе, моделирующем работу промышленного высокоградиентного сепаратора.

Известно, что надёжность работы высокоградиентного сепаратора существенно повышается при увеличении зазора между ферромагнитными телами, заполняющими ротор сепаратора, т.к. при этом резко уменьшается вероятность забивания этих зазо-

ров мусором, содержащимся в пульпе, а также в промывной и смывной воде.

Целью исследования являлось получение высоких технологических показателей, как по качеству, так и по извлечению в концентрат полезного компонента (ильменита) при увеличении зазора между ферромагнитными телами с 3 до 5 мм. Использовались пакеты ферромагнитных тел оригинальной конструкции. Сравнение технологических показателей сухой и мокрой (высокоградиентной) магнитной сепарации, полученных за один приём, приведено в табл. 1.

Таблица 1

Технологические показатели работы сепараторов

Тип сепаратора	Наименование продукта	Выход,%	Содержание ильменита,%	Извлечение ильменита,%
ЭВС-28/9	магнитный	80,5	98,0	99,7
	немагнитный	19,5	1,4	0,3
	исходный	100,0	79,1	100,0
Высокоградиентный сепаратор	магнитный	80,9	97,3	99,5
	немагнитный	19,1	1,9	0,5
	исходный	100,0	79,1	100,0

В результате исследований установлено, что технологические показатели, полученные при мокрой высокоградиентной сепарации, близки к результатам сухого магнитного обогащения на сепараторах типа ЭВС, которые считаются предельно достижимыми.

Доказана эффективность использования новых пакетов ферромагнитных тел с зазорами между пластинами 5 мм; предложена формула для расчёта производительности промышленных высокоградиентных сепараторов.

***С.М. Панова, А.Н. Кряжов***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия. svetym@sibmail.com

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОЛОТА В РУДАХ С ПОМОЩЬЮ АЛКИЛ СУЛЬФИДОВ\***

Поиск и изучение эффективных экстрагентов для выделения благородных металлов из горных пород, руд и минералов является актуальной задачей аналитической химии.

Согласно литературным данным (Nikolaev A.V., Torgov V.G., Gilbert E.N., Mikhailov V.A., Pronin V.A., Stadnikova L.G. and Kotlyarevskii I.L. *Izv.Sib.Otd. Akad.*

\* Работа выполнена при финансовой поддержке программы «Наука», № 5.4730.2011

Nauk SSSR, Ser. Khim. Nauk. 1967. 6. 120.), для выделения ионов золота (III) и элементов платиновой группы из хлоридных растворов можно использовать экстрагенты: изоамиловый спирт, хлороформ, диэтиловый эфир, метил изобутил кетон и др.

Алкил сульфиды являются одними из самых перспективных экстрагентов для выделения благородных металлов.

В работе (Torgov V.G., Gilbert E.N., Andrievskii V.N., Kotlyarevskii I.L., Mikhailov V.A., Pronin V.A., Nikolaev A.V. and Trotsenko V.G. *Izv.Sib.Otd. Akad. Nauk SSSR, Ser. Khim. Nauk.* 1969. 5. 148.) показана эффективность алкил сульфидов, как универсальных экстрагентов на благородные металлы.

Комплексы благородных металлов с органическими сульфидами были известны давно, но только в последние десятилетия эти реагенты стали использоваться в качестве экстрагентов на золото (III) (Nikolaev A.V., Torgov V.G., Gilbert E.N., Mikhailov V.A., Pronin V.A., Stadnikova L.G. and Kotlyarevskii I.L. *Izv.Sib.Otd. Akad. Nauk SSSR, Ser. Khim. Nauk.* 1967. 6. 120.).

Целью данной работы было изучить эффективность использования ди-н-октил сульфида (DOS) в качестве экстрагента для выделения золота (III) из солянокислых растворов с целью определения его методом атомно адсорбционной спектроскопии (ААС) в горных породах.

В качестве экспериментального образца был взят образец песчаника, состоящий из кварца и полевого шпата. Вскрытие основной породы проводили фтористоводородной кислотой. Для растворения золота использовали смесь азотной и соляной кислот в соотношении 1:3 («царская водка»).

Для удаления солей азотной кислоты полученный раствор упаривали досуха, а затем растворяли в 1 М HCl. Экстракцию золота (III) проводили с DOS в течение 15 мин из раствора концентрированной HCl.

Все исследования проводили на атомно-абсорбционном спектрометре VARIAN 240AZ. Контроль эффективности экстрагента осуществляли методом «введено-найденно» (Жуков А.Ф., Колосова И.Ф., Кузнецов В.В. и др. *Аналитическая химия. Физические и физико-химические методы анализа.* М.: Химия, 2001. 496 с.).

Предварительно для решения вопроса о вводимой добавке оценили уровень содержания контролируемого элемента методом градуировочного графика. Для более точного определения содержания золота (III) в пробе вводили соизмеримые добавки три раза, варьируя диапазон вводимой добавки золота (III) от 75 мкг/л до 150 мкг/л.

Результаты определения показали, что ди-н-октил сульфид можно использовать в качестве экстрагента при ААС определении золота (III) в рудах в диапазоне концентраций 75-150 мкг/л.

*Л.А. Вайсберг, К.С. Иванов*

Научно-производственная корпорация «Механобр-техника», г. Санкт-Петербург, Россия,  
gornyi@mtspb.com

## **О ВОЗМОЖНОСТЯХ ЧИСЛЕННОЙ МОДЕЛИ ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИИ ГРОХОЧЕНИЯ И КОНСТРУКЦИИ ГРОХОТОВ**

В настоящее время все большую актуальность в решении задач техники приобретают методы численной оптимизации. Так как стохастические и генетические алгоритмы позволяют решать задачи поиска экстремума целевой функции без вычисления ее производных, с помощью грамотно подобранной модели того или иного технологического процесса становится возможным установить оптимальные параметры этого процесса.

Следует, однако, учитывать, что применение таких методов сопряжено с проведением множественных вычислений в базовой модели технологического процесса, что накладывает ограничения на ее сложность.

В НПК «Механобр-техника» разработана новая численная модель процесса вибрационного грохочения, отличающаяся существенно сниженными требованиями к вычислительным ресурсам по сравнению с такими универсальными подходами, как, например, метод дискретных элементов. Эта модель позволяет установить связь между основными технологическими показателями протекания процесса грохочения (такими как эффективность грохочения, извлечение любого заданного класса и т.д.), конструктивными параметрами устройства и свойствами перерабатываемого материала.

При заданных физических свойствах и гранулометрическом составе материала, параметрах сита, вибрации и питания грохота, программа, составленная по разработанной методике, позволяет получить детализированную информацию о работе такого устройства.

При экспериментальной проверке разработанная методика превзошла по точности другие существующие аналитические и эмпирические подходы, и показала конкурентоспособность с универсальными современными компьютерными методиками. Обладая при этом низкой ресурсоемкостью, данный подход позволяет применять методы численной оптимизации с целевыми функциями, заданными на его выходных параметрах. Так, например, если заранее известен характер материала, который будет разделяться на грохоте, а также пространственные ограничения, связанные с предполагаемым местом размещения устройства, программа может дать рекомендации по наилучшему выбору линейных размеров просеивающей поверхности, типа сита и прочих параметров грохота для получения желаемых технологических параметров процесса ситовой классификации.

**Л.А. Вайсберг, А.Н. Сафронов, А.В. Бортников, С.Л. Орлов**

Научно-производственная корпорация «Механобр-техника», г. Санкт-Петербург, Россия,  
orlov\_sl@npk-mt.spb.ru,

## **ВОЗМОЖНОСТИ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ КИД-ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ РУДНОГО СЫРЬЯ**

Разрушение рудного сырья, проводимого для подготовки к обогащению содержащихся в нем полезных ископаемых, требует больших энергозатрат.

Все более распространенным способом измельчения на горно-обогатительных предприятиях мира становится самоизмельчение и полусамоизмельчение.

Однако использование таких мельниц в процессе рудоподготовки имеет свои недостатки - высокую энергоемкость процесса, отсутствие селективного раскрытия минералов, а также накопление в измельчительном агрегате кусков «критической» крупности.

Применение конусных инерционных дробилок КИД для процесса додрабливания «критических» классов позволяет снизить энергозатраты на дезинтеграцию и увеличить производительность мельниц.

Опыт применения дробилок КИД-600 на обогатительных фабриках Елаците Мед и Асарел Медет показывает, что сокращение размеров рудной гали, выводимой из шаровых мельниц в виде недоизмельченного скрапа крупностью -30+5 мм, существенно снижает экономические затраты на дезинтеграцию.

Благодаря использованию конусных инерционных дробилок решена проблема накопления рудной гали и увеличена общая производительность мельничных отделений на упомянутых выше обогатительных фабриках с соответствующим увеличением извлечения меди.

Также имеется положительный опыт использования дробилок КИД в процессе дробления богатых железных руд, используемых для производства агломерата, в частности на предприятии Испат Кармет. Возможность питания дробилки крупными фракциями, а также высокая степень сокращения позволяет осуществлять дробление аглоруды в две стадии вместо трех.

Внедрение КИД-технологии на дробильно-сортировочных фабриках предприятий черной металлургии позволяет снизить энергоемкость и повысить степень удаления серы из агломерата.

***Н.К. Алгебраистова<sup>1</sup>, А.С. Маркова<sup>1</sup>, Е.А. Бурдакова<sup>1</sup>, Е.В. Мазурова<sup>2</sup>***

<sup>1</sup>Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия, markova-anya@mail.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт химии и химической технологии СО РАН», г. Красноярск, Россия

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ\***

Обогащение свинцово-цинковых руд проводится как по прямым селективным, так и по коллективно-селективным схемам флотации. Преимуществами применения второго типа схем является сокращение затрат на измельчение руды, получение отвальных хвостов в начале схемы, уменьшение фронта флотации, эксплуатационных затрат, а также значительное снижение расхода реагентов. Однако, основная проблема ведения процесса обогащения по таким схемам – трудность разделения свинцовых и цинковых минералов. Это связано с активацией сфалерита, который переходит в свинцовый концентрат, что вызывает необходимость введения операции обесцинкования свинцового концентрата.

Обесцинкование свинцового концентрата осуществляется после подавления галенита сернистым натрием в присутствии активированного угля и активации сфалерита медным купоросом в известковой среде. С помощью ксантогената и пенообразователя проводится цинковая флотация, хвосты которой являются готовым свинцовым концентратом. Применение активированного угля при десорбции исключает необходимость операции отмывки (Абрамов А.А., Леонов С.Б, 1991).

Как известно, близость флотационных свойств разделяемых минералов, недостаточная селективность используемых реагентов и технологических режимов не во всех случаях позволяют получить конечные концентраты высокого качества. В связи с этим возникает необходимость отыскания нового подхода для удаления загрязняющих примесей из концентратов.

Одним из перспективных методов повышения качества конечных концентратов является ультразвуковая обработка.

Распространению ультразвуковых воздействий в практике обогащения и переработки твёрдых полезных ископаемых, как правило, мешает малая изученность процесса, отсутствие систематических исследований с получением стабильных и воспроизводимых результатов, не говоря уже о проведении полупромышленных испытаний. Тем не менее, о его положительной роли регулярно сообщается в отечественной и зарубежной литературе. Применение акустических воздействий позволяет эффективно

---

\* Работа выполнена в рамках з/б темы по проекту Т-4 «Комплексные исследования микробиологических и физических воздействий на свойства флотационных пульп» по заказу Министерства образования и науки РФ (рег. № 5.3647.2011).

решать ряд задач, выполнение которых другими способами не даёт положительных результатов. К тому же, можно отметить, что использование ультразвука перспективно на обогащённых продуктах с небольшим выходом для интенсификации процесса доводки, либо для переработки руд, ценные компоненты которой имеют высокую стоимость.

Цель данной работы – изучить влияние ультразвуковой обработки пульпы на изменение качества свинцового концентрата.

Исследования проводились на свинцовом концентрате Горевского месторождения. Горевское свинцово-цинковое месторождение расположено в Мотыгинском районе Красноярского края. Руды в целом относятся к пирротин-сфалеритовому минеральному типу с явным преобладанием свинца. Содержание свинца в галените сильно варьирует в зависимости от содержания в нём не извлекаемых при флотации тонких включений пирротина, сфалерита и др. В относительно чистых зёрнах галенита содержание свинца составляет в среднем 82%. Сфалерит наблюдается в виде сплошных, плотных крупнокристаллических образований в сидерите, в кварц-сидеритовой и кварц-серицитовой породе.

Флотацию проводили в одну операцию, в механической флотационной машине. Время флотации составило 2,5 минуты. Для обработки ультразвуком использовали ультразвуковую ванну Sonorex super RK 1028H (BANDELIN, Германия), время озвучивания варьировали от 0 до 20 минут.

Результаты флотации показали, что с увеличением времени ультразвуковой обработки качество свинцового концентрата повышается за счёт уменьшения содержания цинка. Так, при времени обработки 20 минут извлечение цинка в свинцовый концентрат составило ~13%, в то время как, флотируя навеску без озвучивания, в пенный продукт извлекается ~30% цинка. Относительное содержание цинка, при этом, уменьшилось на ~20% по сравнению с исходной навеской.

Изучение флотируемых образцов минералов с использованием электронного микроскопа Hitachi TM-3000 при ускоряющем напряжении 15 кВ показало, что после ультразвуковой обработки поверхность галенита становится без загрязняющих плёнок. Определено, что состав плёнок соответствует сульфиду цинка. Таким образом, можно предположить, что ультразвуковое воздействие на свинецсодержащий продукт позволяет удалить с поверхности галенита сфалерит.

Поскольку содержание примесей, в том числе цинка, в свинцовом концентрате строго регламентируется ГОСТом, повышение качества концентратов путём удаления последних является актуальной задачей. Таким образом, проведённые исследования по ультразвуковой обработке концентратов показывают результативность используемого метода и указывают на широкие перспективы его промышленного внедрения.

**А.Е. Пелевин, А.А.Мушкетов (мл.)\***

Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия; a-pelevin@yandex.ru

\* Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия;

maas@yandex.ru

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТИ ТИТАНОМАГNETИТОВОЙ РУДЫ**

В настоящей работе приведены результаты исследований кинетики измельчения титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения, отображающие изменения выходов каждого класса крупности и массовой доли железа в нём в процессе измельчения. В качестве исходного материала использована смесь классов крупности, полученная из магнитного продукта мокрой магнитной сепарации первой стадии с массовой долей железа 24,38% (ОФ «ЕВРАЗ Качканарский ГОК»). При этом имитировалось измельчение промпродукта ММС-I во второй стадии измельчения в шаровой мельнице.

Методика исследования заключалась в мокром измельчении смеси, состоящей из пяти классов крупности:  $-3+1,25$ ;  $-1,25+0,63$ ;  $-0,63+0,315$ ;  $-0,315+0,1$ ;  $-0,1+0$  мм. Смесь (шихта) подготовлена таким образом, чтобы массовая доля каждого класса крупности была одинаковой (20%). Измельчение выполнено в лабораторной барабанной шаровой мельнице объёмом 4 литра при различной продолжительности измельчения. После каждого измельчения производился рассев измельчённого продукта на ситах с квадратной ячейкой размерами 1,25; 0,63; 0,315; 0,1 мм с последующим химическим анализом каждого класса крупности на железо общее.

По результатам экспериментов построены зависимости выхода класса крупности (рис. 1) и массовой доли железа (рис. 2) в нём от продолжительности измельчения.

По экспериментальной функции изменения выходов классов крупности (рис. 1) можно увидеть, что на всём промежутке измельчения функции выходов крупных классов ( $-3+1,25$  и  $-1,25+0,63$  мм) снижаются, средних и мелких классов ( $-0,63+0,315$  и  $-0,315+0,1$  мм) имеют экстремум, самого мелкого класса ( $-0,1+0$  мм) возрастает до 100%.

По данным рис. 2 видно, что в процессе измельчения происходит уменьшение массовой доли железа во всех классах крупности. Для крупных и среднего классов ( $-3+1,25$ ,  $-1,25+0,63$  и  $-0,63+0,315$  мм) по причинам преобладания доли породных минералов и их лучшей измельчаемости и по сравнению с мелкими классами падение происходит более стремительно на всём промежутке их существования (0-10 мин.). При измельчении мелких классов массовая доля железа в классе  $-0,315+0,1$  мм стремится к значению меньшему средневзвешенного, а в классе  $-0,1+0$  мм к средневзвешенному содержанию железа по исходной смеси.

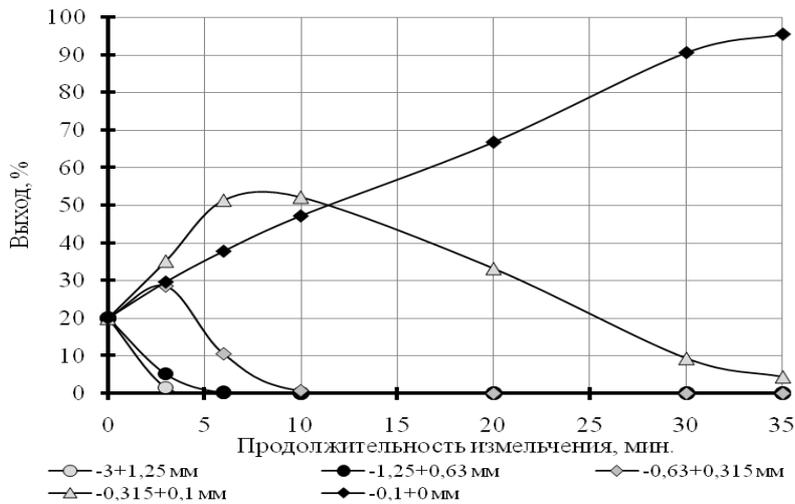


Рис. 1 Кинетика измельчения классов крупности  $\gamma=f(d,t)$

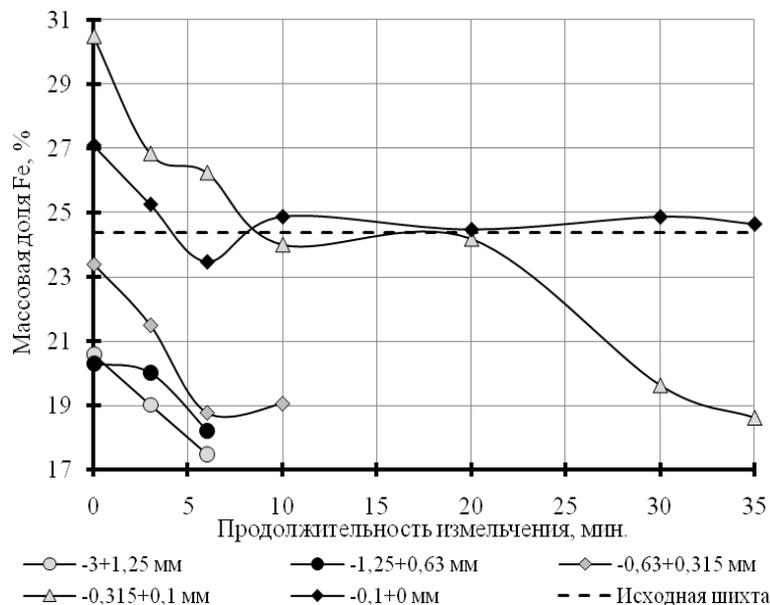


Рис. 2 Зависимость массовой доли железа в классе крупности от продолжительности измельчения  $\alpha_{Fe}=f(d,t)$

На протяжении всего промежутка измельчения массовая доля железа в каждом классе крупности изменяется по-разному, причём, данная закономерность обусловлена исключительно «оттоком» и «притоком» железа между классами. С технологической точки зрения интерес представляет изменение концентрации железа в готовых классах, которые в последующем будут выведены и обогащены. В данном случае это классы  $-0,315+0,1$  и  $-0,1+0$  мм. Экспериментальная функция массовой доли железа в данных классах со временем убывает. Снижение массовой доли железа в мелких классах крупности в процессе измельчения железных руд подтверждено данными, полученными с реального обогатительного передела (см. табл. 1).

По данным табл. 1 можно увидеть, что в сливе мельницы по сравнению с её исходным питанием за счёт притока массы породы и сростков выход класса  $-0,071+0$  мм закономерно возрастает, а массовая доля железа в нём снижается.

Таблица 1

Изменение массовой доли железа в классе -0,071+0 мм в процессе измельчения магнетитсодержащих продуктов

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
«Евраз Качканарский ГОК»			
Пески гидроциклонов III стадии измельчения (питание мельницы)			
-0,071+0	53,3	64,2	57,42
Слив шаровой мельницы III стадии измельчения			
-0,071+0	67,3	62,0	70,19
«Евраз Высокогорский ГОК»			
Пески гидроциклонов II стадии измельчения (питание мельницы)			
-0,071+0	12,90	65,18	13,50
Слив шаровой мельницы II стадии измельчения			
-0,071+0	22,60	61,45	24,41

#### Выводы

1. Экспериментально полученная функция  $\gamma=f(d, t)$  позволяет оценить закономерности перехода крупных классов в мелкие в процессе измельчения. В процессе измельчения выходы крупных классов снижаются до 0%, функции выходов средних классов имеют экстремумы, самый мелкий класс растет и стремится к 100%.

2. Для магнетитовых руд при исследованиях кинетики измельчения следует оценивать переход железа из класса в класс при помощи экспериментальной функции  $\alpha_{Fe}=f(d, t)$ . Эта функция показывает, что массовая доля железа во всех крупных классах с различной скоростью снижется и становится меньше средней массовой доли железа в исходном продукте. Исключением является самый нижний класс, массовая доля железа в котором стремится к средневзвешенному показателю по исходной смеси.

*А.И. Ракаев<sup>1</sup>, С.А. Алексева<sup>1</sup>, Е.В. Черноусенко<sup>1</sup>, Ю.М. Борисов<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия, [alekseeva@goi.kolasc.net.ru](mailto:alekseeva@goi.kolasc.net.ru);

<sup>2</sup> ООО «Ловозерский ГОК», г. Апатиты, Россия

## ОПТИМИЗАЦИЯ ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В УСЛОВИЯХ ЛОВОЗЕРСКОГО ГОКА

На обогатительной фабрике «Карнасурт», входящей в состав ОАО «Ловозерский ГОК», проводится обогащение лопаритовой руды – важнейшего источника редкоземельных металлов. Изначально переработка руды осуществлялась по трехстадиальной гравитационной схеме с последовательным выделением черногого лопаритового концентрата на каждой стадии с последующей сушкой и доводкой электрической и

магнитной сепарацией. Принятая начальная крупность измельчения в I стадии составляла  $-2(3)$  мм, что в 5-10 раз превышает средневзвешенный размер ценных компонентов. Загрубление помола сопровождалось увеличением в измельченном продукте количества крупнозернистых частиц пустой породы и сростков полезного компонента с породообразующими минералами, что негативно влияло на эффективность обогащения.

Многочисленные исследования по изучению структурно-текстурных, физико-механических свойств руды и основных минералов, измельчаемости руды в стержневой мельнице, раскрытию полезного компонента позволили обосновать целесообразность снижения начальной крупности измельчения для лопаритовых руд до размера верхней вкрапленности полезного компонента (0.63 мм). Именно в данном режиме достигается максимальный переход лопарита в продуктивный класс  $-0.63+0.07$  мм при минимальном переизмельчении.

Снижение начальной крупности измельчения руды открывает реальные возможности по существенному повышению эффективности гравитационного обогащения. Решение этой актуальной задачи связывается, прежде всего, с целенаправленным формированием и своевременным выводом из процесса не только раскрытого минерала, но и других продуктов, отличающихся однородностью частиц по какому-либо физическому признаку. К таким продуктам следует отнести отвальные хвосты, получение которых в I стадии является одной из главных задач подготовки руды к последующему обогащению.

Внедрение рекомендаций по усовершенствованию процесса измельчения на Ловозерском ГОКе (80-90-е годы XX века) осуществлялось последовательно: установление оптимальной циркулирующей нагрузки (около 100%); снижение начальной крупности измельчения руды в I стадии с 2.6 до  $-1.6$  мм; вывод непродуктивной фракции крупностью  $-1.6+0.8$  мм из питания I стадии обогащения. Последующее снижение начальной крупности измельчения руды сдерживалось отсутствием эффективных грохотов тонкого грохочения. И только с появлением на рынке грохотов Derrick реализация рекомендованного режима стала возможной.

Кроме того, были проведены дополнительные исследования по обоснованию возможности исключения из схемы рудоподготовки на фабрике операции предварительного грохочения дробленной руды крупностью  $-10$  мм. Данное решение обусловлено высокой избирательностью стержневого измельчения по крупности, незначительным временем пребывания руды в установленных на фабрике мельницах с длиной барабана 2.2 м и, как следствие, отсутствием излишнего ошламования руды.

С этой целью проведено сравнительное изучение процесса измельчения на пробах лопаритовой руды текущей добычи с предварительной классификацией ( $-10+0.63$  мм) и без нее ( $-10+0$  мм) с расчетом скоростей измельчения по разработанному ранее уравнению кинетики измельчения. Установлено, что некоторые различия в скоростях

измельчения руды крупностью  $-10+0$  и  $-10+0.63$  мм отмечаются лишь в начальный момент времени, причем в классах крупнее 2 мм. Измельчаемости же остальных классов сравниваемых проб практически не отличаются. Заметного различия в энергозатратах и удельной производительности при измельчении исходной руды и руды крупностью  $-10+0.63$  мм не отмечено.

Сравнение режимов измельчения также проводилось с точки зрения технологической эффективности, т.е. исходя из обеспечения максимального выхода эффективно обогащаемого класса крупности при минимальном переизмельчении руды. По результатам изучения кинетики измельчения по обеим схемам рассчитаны абсолютные показатели прироста (убыли) классов крупности и количества лопарита в них. Независимо от наличия предварительного грохочения, наибольшее количество минерала в продуктивном классе  $-0.63+0.07$  мм (77%) достигается при измельчении руды до номинальной крупности 0.6 мм, что еще раз подтверждает, что именно эта крупность является оптимальной для данной руды. При этом количество лопарита в шламах слива мельниц в обоих случаях практически одинаковое и составляет (15-20%).

На основании полученных результатов разработана новая схема рудоподготовки, сущность которой заключается в снижении начальной крупности измельчения до  $-0.63$  мм при исключении операции предварительного грохочения исходной руды. В настоящее время разработанная технология рудоподготовки с использованием нового классифицирующего оборудования (грохотов «Derrick») находится на стадии внедрения на ОФ «Карнасурт».

***Л.Г. Никитина***

Забайкальский государственный университет, г. Чита, Россия; Nikitina-1g@mail.ru

## **ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИЙ ИНТЕНСИВНОЙ ГРАВИТАЦИИ**

Современная технология обогащения полезных ископаемых, как правило, базируется на стационарных процессах, использующих различия в физико-химических свойствах разделяемых материалов. Однако, практика переработки различных типов руд показывает, что наиболее высокие технологические показатели стали получать там, где применяемые методы разделения минералов используют хотя бы отдельные элементы нестационарности. Теоретически обосновано, что наиболее эффективными и перспективными являются технологии, основанные на использовании неравновесных процессов в переработке полезных ископаемых.

В неравновесных процессах обогащения руд используются не только различия в физико-химических свойствах разделяемых минеральных частиц, но и возможности их направленного изменения на основе регулирования общего состояния дисперсной сис-

темы; дисперсной среды, в которой происходит разделение; различных силовых полей, обеспечивающих это разделение. Прослеживается необходимость изучения характера и особенности реакции различных частиц на изменение нестационарных параметров разделительной среды и используемых силовых полей.

С этой точки зрения наиболее простыми в математическом описании и осуществлении процесса применения нестационарного центробежного поля в области разделения мелких и тонких частиц являются механические гармонические колебания.

Именно этот процесс лежит в основе предложенного нами одного из направлений интенсивной гравитации для разделения тонкодисперсных материалов.

Сущность процесса заключается в том, что разделение рудных и породообразующих минералов осуществляется в вертикально расположенном цилиндре при вращательно-реверсивных колебаниях пульпы. Обогащение происходит за счет того, что рудные минеральные частицы концентрируются в периферической части рабочего органа обогатительной установки, а частицы минералов вмещающих пород – в центральной. Отделение мелких и тонких рудных частиц от остальной части породообразующих минералов осуществляется под действием центробежных и гравитационных сил. Рабочий орган разделительного аппарата, заполненный пульпой, совершает механические гармонические колебания, обеспечивающие различные скорости движения минеральных частиц в зависимости от их плотности и крупности по разным траекториям.

Колебания рабочего органа в условиях нестационарного центробежного поля передаются минеральным частицам и среде, в которой происходит разделение минералов. Наложение гравитационных сил на центробежные силы инерции при наклонном положении оси колебаний пульпы в условиях нестационарного центробежного поля по разному влияет на движение минеральных частиц различной плотности и крупности. Усреднённая плотность пульпы определяется в основном плотностью её жидкой фазы и плотностью породообразующих минералов, т.к. объемная доля минералов ценных компонентов в рудной массе обычно мало. Поэтому при большой плотности пульпы исходной руды её плотность приближается к плотности минералов вмещающих пород. Это приводит к тому, что для частиц породообразующих минералов сила Архимеда, обусловленная гидростатическим давлением, и сила Архимеда, обусловленная центробежной силой инерции, становятся близки, соответственно, силе тяжести и силе инерции. В результате этого движение частиц вмещающей породы происходит с меньшим ускорением, чем движение частиц полезного компонента. Этим объясняется резкое различие в траекториях движения этих частиц – частицы вмещающих пород движутся практически вдоль оси колебаний независимо от характеристики самих колебаний и свойств пульпы, в то время как частицы полезного компонента движутся по траекториям, форма которых определяется одновременно и характеристиками колебаний и свойствами пульпы.

В отличие от движения в поле стационарных центробежных сил инерции, когда

ускорение, обусловленное ими, всегда направлено от оси вращения для частиц вмещающей породы нестационарные центробежные силы, как правило, обуславливают ускорение, направленное к оси вращения. Это ускорение, как показывают расчеты, может оказаться больше, чем радиальная составляющая сил тяжести.

Экспериментальная проверка целесообразности использования нестационарного центробежного поля для повышения эффективности обогащения шламов выполнялась на искусственных смесях с различными по крупности составляющими рудной массы. Для приготовления таких смесей из руд Орловского месторождения был выделен танталит-колумбит с плотностью  $6150 \text{ кг/м}^3$ , из которого готовили материал различной крупности.

При выполнении исследований изучалось поведение частиц танталит-колумбита крупностью  $-0,063+0,04$ ;  $-0,04+0,03$ ;  $-0,03+0,02$ ;  $-0,02+0,01$  и  $-0,01$  мм. В качестве вмещающих пород использовали песчаники с плотностью  $2650 \text{ кг/м}^3$  и крупностью  $-1,6+1,0$ ;  $-1,0+0,63$ ;  $-0,63+0,4$ ;  $-0,4+0,315$ ;  $-0,315+0,2$  мм.

Аналогично и в пределах тех же классов крупности готовился в качестве полезного компонента и пирит, взятый из руд Калангуйского месторождения.

В качестве реальных рудных объектов для исследования возможности использования разработанного метода в производственных условиях представляют интерес руды разведываемых и разрабатываемых месторождений, а также накопленные материалы техногенных месторождений. Из тантал-ниобиевого сырья эксперименты выполнялись на пробах руд Орловского месторождения. В качестве другого реального объекта приняты хвосты Орловской обогатительной фабрики, накопленные в хвостохранилище за период её эксплуатации и являющиеся техногенным сырьем. Часть экспериментов выполнена на свинцовых рудах. В этом случае в качестве ценного компонента использовали галенит крупностью  $-0,071+0,045$  мм. В качестве вмещающей породы использовали песчаники – кварцевые пески, состоящие из зерен различной крупности размером от 0,05 до 2 мм, обогащенные и очищенные от примесей с применением грохочения и отсадки. В составе обогащенного песка отсутствовали примеси минералов – гипс, пирит, слюда и органические примеси. Для вмещающих пород готовили классы крупности:  $-2,0+1,0$ ;  $-1,0+0,63$ ;  $-0,63+0,45$ ;  $-0,45+0,315$ ;  $-0,315+0,2$  мм.

Исследования выполненные, на искусственных смесях минералов показали, что эффективность разделения минеральных частиц очень сильно зависит от соотношения крупности минералов ценного компонента и вмещающих пород. Это естественная известная зависимость и она может быть принята для использования в пределах той крупности процессов рудоподготовки, при которой раскрываются все сродки. С увеличением различий в крупности возрастает содержание ценного компонента в концентрате и извлечение в него рудных минералов.

Результаты экспериментальных данных показывают принципиальную возможность выделения тонкодисперсных материалов, которые в настоящее время при обога-

щении руд практически не извлекаются и составляют основные потери ценных компонентов. Материалы исследований позволяют проследить поведение частиц крупностью менее 63 мкм. Так, при изменении крупности частиц минералов вмещающих пород от 0,01 до 1,6 мм извлечение танталит-колумбита в концентрат возрастает по классам: - 0,01 мм – на 22,42% ; -0,22+0,01 мм – на 24,56% ; -0,03+0,02 – на 24,32% ; -0,04+0,03 – на 13,32% и -1,6+1,0 мм – на 5,86%.

Установлено, что наиболее высокие технологические показатели обогащения тонкозернистых материалов могут быть получены при выявлении оптимального соотношения крупности разделяемых минеральных комплексов. Установленные закономерности поведения минеральных частиц в зависимости от соотношения крупности рудных и породообразующих минералов подтвердились и при разделении искусственных смесей минералов в составе пирита и песчаников.

Рассматривая технологические особенности процесса и возможность разработки обогатительной установки для разделения минералов в нестационарном поле центробежных сил следует учитывать, что её эксплуатационные параметры можно принципиально разделить на динамические, к которым относятся частота и амплитуда колебаний столба пульпы, и статические, включающие в себя геометрические размеры цилиндра, содержащего определённый объем пульпы, и угол отклонения оси этого цилиндра от вертикали.

Динамические эксплуатационные параметры влияют только на характер радиального движения разделяемых частиц. Как следует из ранее выполненных исследований, радиальные составляющие скорости как частиц полезного компонента, так и частиц вмещающей породы растут с увеличением частоты колебаний и до определенного предела амплитуды колебаний рабочего органа. Таким образом, время обогащения в рабочем органе установки будет уменьшаться с увеличением, как частоты, так и до определенной величины амплитуды колебаний цилиндра.

Статические эксплуатационные параметры прибора влияют на характер и радиального движения разделяемых частиц, и их движении параллельно оси рабочего органа. При этом важную роль играет соотношение между радиусом рабочего органа и его высотой (длиной), обусловленное тем, что в радиальном направлении скорость перемещения частиц растет по мере увеличения пройденного пути, а в осевом направлении частица движется с постоянной установившейся скоростью, хотя величина последней может изменяться при регулировании производительности установки.

При экспериментальной проверке этих зависимостей в качестве рабочего органа использовали стеклянный цилиндр с внутренним диаметром 48 мм и высотой 490 мм. Вес навески для одного опыта составлял 200 и 800 грамм. Амплитуда колебания рабочего органа – 26,5 и 13 мм. Угол поворота цилиндра – 45 и 24°. В качестве рудного материала использовали танталит-колумбит крупностью -0,063 мм, выделенной из руд Орловского месторождения, в качестве вмещающих пород - песчаники крупностью -

1,0 +0,063 мм.

Из материалов исследований видно, что при наклонном положении цилиндра технологические показатели разделения минералов улучшаются. Извлечение танталит-колумбита в концентрат возрастает с 85,22% при вертикальном расположении цилиндра до 94,95% при отклонении его на угол  $60^{\circ}$  от вертикальной оси установки.

Изучение других зависимостей проводилось в одну операцию разделения. Установлено, что процесс разделения минералов достигается в течение 45-60 с.

На эффективность разделения минеральных частиц различной крупности и плотности оказывает существенное влияние амплитуда и частота колебаний рабочего органа установки. Лучшие результаты получены при амплитуде колебания 26 мм и частоте колебаний 7,8-8,5 кол/с. Наиболее высокое извлечение танталит-колумбита 81,91% получено при частоте колебаний 8,2 кол/с, времени разделения минералов 45 с и амплитуде колебаний 26 мм.

В работе исследовалось влияние перечистных операций на качество получаемых концентратов. Условия опыта: навеска 800 г, амплитуда колебаний 26 мм, частота колебаний цилиндра 8,2 кол/с. По данным этого опыта одна перечистная операция позволяет повысить качество концентрата с 1,91 до 16,62% танталит-колумбита при степени концентрации 20,78.

Основными научными принципами, которые удалось обосновать в ходе экспериментов, необходимо заложить в процессе создания и конструирования обогатительной установки, из чего вытекают следующие положения: обогатительная установка должна состоять из трех частей: системы равномерной подачи исходного питания в виде определенной установленной плотности пульпы, непосредственно самого рабочего органа и системы разгрузки и вывода из процесса продуктов обогащения; оптимальные размеры обогатительного устройства (соотношение диаметра и длины рабочего органа) должны быть увязаны с возможностью регулирования скорости подачи исходного материала в зону обогащения; конструкция обогатительного устройства должна обеспечить возможность регулирования параметров ведения технологического процесса разделения минералов: времени обогащения – от 0 до 60 секунд, частоты колебаний рабочего органа – от 0 до 12 кол/с, угла наклона рабочего цилиндра – от 0 до  $60^{\circ}$ .

На основании перечисленных принципов в работе сконструированы 5 обогатительных установок непрерывного и периодического действия.

При детальном изучении научных материалов по исследованию движения различных минеральных комплексов в лабораторных установках, с использованием нестационарного центробежного поля для обогащения шламов нами было разработано новое усовершенствованное устройство для обогащения тонкодисперсных минеральных частиц с электронным управлением системы РСТМ-1 (разделительная система тонкодисперсных материалов).

В Забайкальском крае разведано большое количество малых по запасам, но бога-

тых по содержанию ценных компонентов месторождений золота, вольфрама, олова, флюорита, тантала и ниобия, молибдена и др., отрабатывать которые со строительством самостоятельных предприятий затратно.

Вместе с этим возможно применение обогатительных аппаратов с использованием нестационарного поля центробежных сил на передвижных обогатительных установках монтируемых на базе платформ автомобиля КАМАЗ разработанных НПК «Механобр-техника». Основные задачи, которые могут решаться в этом случае: проведение геологоразведочных работ с одновременной обработкой технологической схемы обогащения и выпуском продукции на базе разведочно-эксплуатационных предприятий, сезонная отработка небольших по запасам месторождений, повторная отработка старых отвалов.

Передвижные установки, учитывая необходимое малое время на обогащение, могут проектироваться на любую экономически обоснованную производительность и принципиально состоять из одной или двух платформ, одна из которых должна быть предназначена для рудоподготовки в составе дробильного оборудования конвейерных лент и бункера руды, а вторая – должна содержать мельницу и оборудование из обогатительных устройств, предназначенных для получения кондиционных концентратов и хвостов.

Для реального осуществления этого проекта в нашей работе предусмотрено изготовления пакетных (батарейных) установок в составе от одной до 12 штук, объединенных общим приводом, также загрузкой руды и разгрузкой продуктов обогащения.

***В.Б. Кусков, Я.В. Кускова***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный» (Горный университет), г. Санкт-Петербург, Россия, [orikvb@mail.ru](mailto:orikvb@mail.ru), [yana.kuskova@gmail.com](mailto:yana.kuskova@gmail.com),

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕЛКИХ ЧАСТИЦ**

Постоянный рост потребностей промышленности и развитие горно-металлургической отрасли требует непрерывного увеличения добычи и переработки полезных ископаемых, без использования которых, современная индустрия не может полноценно функционировать. Между тем, большая часть месторождений наиболее богатых и легкообогатимых руд отработана еще в XX веке, поэтому проблема вовлечения в переработку труднообогатимых материалов и накопившихся за долгое время техногенных отходов представляется особенно актуальной.

Одновременно постоянно повышаются требования по снижению энергоемкости, уменьшению себестоимости и обеспечению экологической чистоты обогатительного

передела. Один из основных методов обогащения – гравитационный, как раз и является наиболее дешевым, высокопроизводительным и наносящим минимальный вред окружающей среде. Недостатком, ограничивающим применение гравитационного метода, является сравнительно низкая эффективность разделения тонких фракций руд.

Большой объем проделанных научно-исследовательских работ позволил достичь решения таких важнейших и связанных между собой проблем как повышение точности разделения исходного материала на составляющие его компоненты, увеличение технологических показателей процесса обогащения, создание высокоэффективных гравитационных аппаратов и др. Однако достигнутый уровень не во всех случаях позволяет решить вопрос извлечения наиболее мелких классов, в которых зачастую содержатся ценные компоненты. Данная задача может быть в существенной степени решена с использованием предложенных гравитационно-центробежных аппаратов.

Таким образом, появление такого оборудования, достаточно экономичного и экологически безопасного, может положить начало внедрению новых технологий, способных повысить эффективность процесса разделения и сделать переработку минеральных и техногенных материалов, содержащих тонкие классы, более рентабельной.

Одним из наиболее перспективных видов гравитационно-центробежных аппаратов является круглый концентрационный стол. В практике обогащения используются в основном прямоугольные «классические» концентрационные столы. Круглые же столы практически не применяют. Но этот вид аппарата представляется более эффективным, чем используемые в настоящее время плоские качающиеся концентрационные столы. Это объясняется тем, что при работе круглого стола появляются дополнительные силы, воздействующие на разделяемые частицы в потоке материала, прежде всего, это центробежная сила. Поэтому такой стол можно отнести к гравитационно-центробежным аппаратам. Были разработаны и испытаны новые конструкции гравитационно-центробежных круглых концентрационных столов.

Стол работает следующим образом: привод стола обеспечивает ассиметричное вращение деки вокруг вертикальной оси, т.е. по ходу вращения (здесь по часовой стрелке) дека движется с меньшим ускорением и скоростью, а при противоположном вращении (противоходе) дека движется с большим ускорением и скоростью. Материал из распределительного бункера вымывается на поверхность деки. На работающем столе одновременно идут три процесса: разрыхление материала, его смывание по радиусу и транспортировка вдоль рифлей. Разрыхление, являющееся необходимым условием разделения, происходит в основном из-за ассиметричного вращения деки. Смывание по радиусу осуществляется за счет подачи смывной воды и центробежной силы, транспортировка вдоль рифлей происходит также за счет ассиметричного вращения деки. Частицы разделяются в соответствии с их плотностью, крупностью и формой (рис. 1). На круглом столе центробежное ускорение и скорость растут от нуля

в центре стола до максимума – на периферии, также линейные ускорение и скорость изменяются по радиусу.

За счет воздействия на частицы дополнительной центробежной силы появляется возможность обогащать более мелкие фракции руд и материалов, чем на традиционных столах.

Для подтверждения возможности повышения извлечения мелких плотных частиц были проведены сравнительные испытания круглого стола и стола Gemini GT60. Испытания проводились на искусственной смеси ферросилиция FeSi15 (плотность около 6900 кг/м<sup>3</sup>) и кварца по разработанным методикам. Содержание ферросилиция в смеси 10 %.

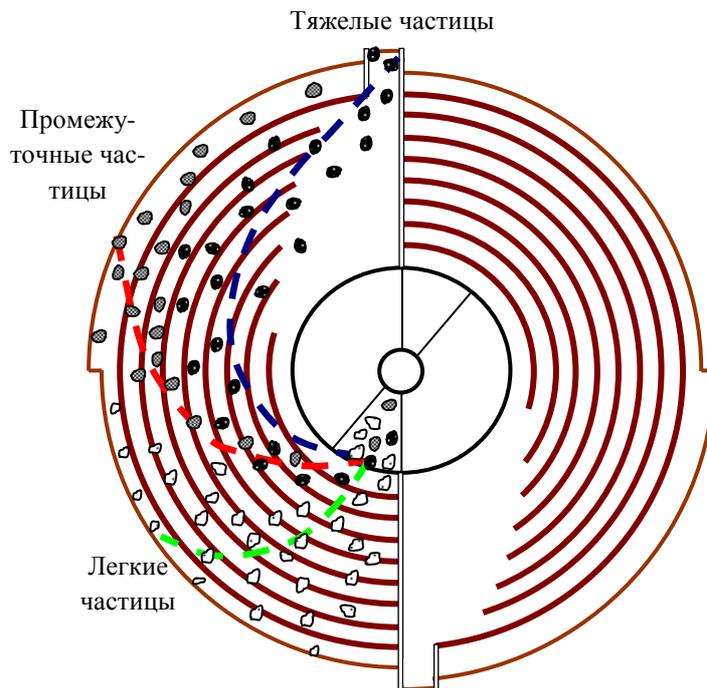


Рис. 1. Динамика движения частиц различной плотности  
--- «средние» траектории движения частиц

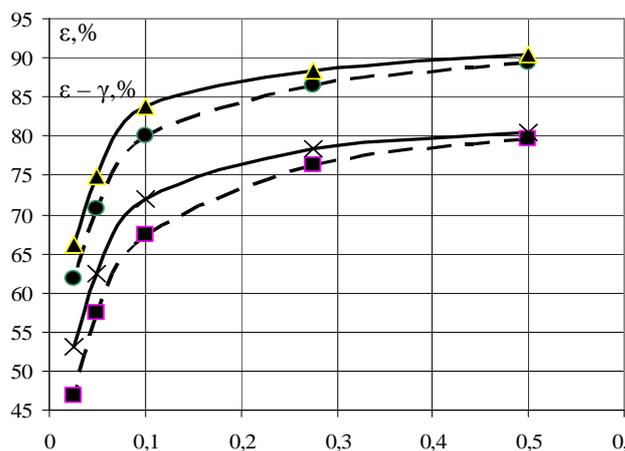


Рис. 2.  $\epsilon$  и  $\epsilon - \gamma$  на круглом столе и столе Gemini в зависимости от крупности частиц  
● -  $\epsilon$  - стол Gemini      ▲ -  $\epsilon$  - круглый стол GT60.  
■ -  $\epsilon - \gamma$  - стол Gemini      ✕ -  $\epsilon - \gamma$  - круглый стол

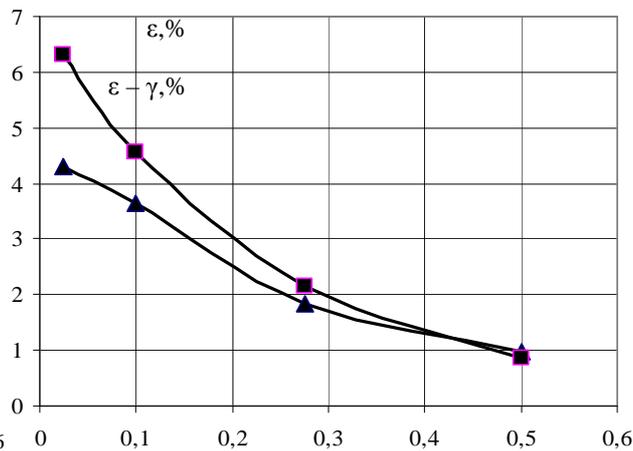


Рис. 3. Прирост  $\epsilon$  и  $\epsilon - \gamma$  на круглом столе и столе Gemini в зависимости от крупности частиц  
■ -  $\epsilon - \gamma$       ▲ -  $\epsilon$

Для каждого из столов предварительно подбирались (по вееру на столе) условия разделения, такие как размах и частота колебаний деки, расход смывной воды, удельная производительность. Для Gemini еще угол наклона. Результаты испытаний этих

двух столов на различных классах крупности смеси приведены на рис. 2. На рис. 3 показан прирост  $\varepsilon$  (извлечение) и  $\varepsilon - \gamma$  (критерий Хэнкока-Люйкена) на круглом столе по сравнению со столом Gemini GT60.

Также была проведена серия опытов по получению красного железистоокисного пигмента с использованием концентрационных столов. Использовалась преимущественно гидрогематитовая разновидность руды. Основной задачей при получении красного железистоокисного пигмента является удаление из исходного сырья темноцветных минералов, которые представлены преимущественно гематитом и реликтами магнетита, а также получения материала мельче 50 мкм. Концентрация на столах проводилась на концентрационном столе Holman 8000 и на круглом концентрационном столе.

**Выводы:**

Теоретически обоснованы и разработаны усовершенствованные патентозащищенные гравитационно-центробежные сепараторы, в частности, ряд конструкций круглых концентрационных столов, позволяющих повысить эффективность обогащения мелких материалов. Также произведено сравнение результатов работы круглого концентрационного стола и других гравитационных аппаратов, доказывающее рациональность и перспективность его применения.

***Н.К. Алгебраистова, Е.А. Бурдакова, А.В. Макшанин, А.С. Маркова***

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия,  
algebraistova@mail.ru

## **СОВРЕМЕННЫЕ ГРАВИТАЦИОННЫЕ АППАРАТЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТО- И СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ РУД\***

При разработке технологий обогащения руд новых месторождений все чаще предъявляются жесткие экологические требования, особенно в условиях, где восстановление нарушенного экологического баланса затруднено. Поэтому в технологической цепочке не допускается применение токсичных экологически небезопасных реагентов.

Наиболее предпочтительным является использование гравитационных технологий извлечения благородных металлов по нескольким объективным причинам: современное гравитационное оборудование отличается возможностью извлечения тонких частиц, аппараты способны обеспечить высокие степени концентрации ценных компонентов, безопасность ведения процесса и благоприятное состояние окружаю-

---

\* Работа выполнена в рамках з/б темы по проекту Т-4 «Комплексные исследования микробиологических и физических воздействий на свойства флотационных пульп» по заказу Министерства образования и науки РФ (рег. № 5.3647.2011).

щей среды в местах складирования отходов.

Целью работы - сравнение эффективности работы гравитационных аппаратов центробежного типа для извлечения благородных металлов.

Известно, что одним из перспективных районов - потенциальных источников запасов благородных металлов, является Северо-Восток страны. Так, в Магаданской области сосредоточены крупные месторождения руд, содержащих как золото, так и серебро. Исследования вещественного состава руды одного из месторождений Магаданской области с использованием высокоразрешающего микроскопа Axioscop 40-A Pol (ZEISS, ФРГ) и сканирующего электронного микроскопа Hitachi TM 1000 (Япония), показали, что основными нерудными минералами являются кварц, слюда (мусковит). Установлено присутствие сульфидов и сульфосолей (пирит, арсенопирит, киноварь, аргентит, пираргирит) и вторичных минералов (лимонит, скородит, гётит, гидроокислы марганца). Руда относится к малосульфидному типу, ценными компонентами являются золото и серебро. Среднее содержание золота в руде - 14,4 г/т, серебра - 42 г/т. Анализ распределения ценных компонентов по классам крупности показал отсутствие классов с отвальным содержанием в них металлов, а также отсутствие корреляции между распределением золота и серебра.

Центробежные концентраторы нашли широкое применение при переработке вкрапленных руд цветных металлов для извлечения МПГ, а также при обогащении золотосодержащих руд. Исходя из этого, была исследована возможность извлечения ценных компонентов из руды с применением концентраторов Falcon L-40, Итомак КН-0,1, центробежной отсадочной машины Kelsey J200CJ а также концентрационных столов СКО-0,5 и Gemeni.

Исследовано влияние крупности материала на технологические показатели обогащения. Для сравнения аппаратов проведены эксперименты по схеме, включающей операцию основного гравитационного обогащения и контрольную операцию. Обогащению на центробежных концентраторах и концентрационном столе подвергали руду в крупности -1,5+0 мм, -0,5+0 мм, -0,1+0 мм. Верхний предел крупности питания отсадочной машины Kelsey не может превышать 0,5 мм.

При исследовании центробежных концентраторов намеренно вели процесс с низким потоком по твёрдому: с уменьшением крупности производительность варьировала от 50 до 30% паспортной производительности.

Отмечено, что при уменьшении крупности наблюдается последовательное уменьшение содержания золота и серебра в хвостах, однако на крупном материале Итомак обеспечивает более высокие показатели, чем Falcon, но из тонкоизмельчённой руды Falcon полнее извлекает металл (степень концентрации по золоту составила 26, по серебру -9, извлечение металлов в концентрат 86,4% и 30% соответственно).

На первом этапе исследований было обнаружено, что поведение золота и серебра металлов в технологическом процессе существенно различается и необходимы меры

по уменьшению потерь серебра с хвостами.

Определено, что при обогащении на центробежной отсадочной машине, с уменьшением крупности исходного материала (от -0,5+0 мм к -0,1+0 мм) растёт степень концентрации по золоту (с 2 до 15) и эффективность обогащения (критерий Хенкока-Люйкена) с 46,3 до 72,84, однако по серебру увеличение не столь значительно. В целом, без оптимизации условий процесса, полученные технологические показатели уступают показателям, которые обеспечили концентраторы Итомак и Falcon.

Концентрационный стол СКО, в отличие от сравниваемых вариантов, вследствие отсутствия подготовки материала по крупности и равнопадаемости, не обеспечил удовлетворительных результатов.

С целью уточнения влияния факторов, влияющих на процесс гравитационно-центробежной сепарации (отсадки), возникла необходимость создания модели, способной оценить влияние каждого рабочего параметра на конечные технологические показатели. Был использован метод математического моделирования для построения регрессионной модели процесса и корреляционного анализа рабочих параметров. Анализ проводился с использованием программы STATISTICA 6.

Проанализировано влияние следующих параметров машины: крупность максимального зерна в питании ( $d$ ), частота вращения ( $\omega$ ), пульсация воды – ( $\tau$ ), производительность - ( $Q$ ). Оценка проводилась по количеству полученного концентрата.

При расчете переменных «частота вращения» и «пульсация воды», значение критериев оказалось меньше уровня, при котором модель начинает учитывать эти параметры, следовательно, эти переменные не были включены в модель.

Получено окончательное регрессионное уравнение следующего вида:

$$Y = 7.64687 + 56.99923X_1 - 0.21175X_2,$$

где  $X_1$ - крупность максимального зерна в питании, мм;  $X_2$ - производительность, кг/ч.

Таким образом, установлено, что наибольшее влияние на процесс оказывает крупность материала и производительность (поток по твёрдому).

Выполнены эксперименты в оптимальных условиях, уточненных с использованием регрессионной модели по двухстадиальным схемам, при этом первая стадия реализована при тонине помола -0,5+0 мм, вторая - при 95% кл.-0,074+0 мм (табл. 1).

Определено, что технологические показатели обогащения на Falcon L-40 близки к показателям, полученным на концентраторе Итомак, следует отметить высокие потери серебра с хвостами в двух указанных случаях. Наиболее высокое извлечение ценных компонентов (96,02% и 76,08% золота и серебра соответственно) обеспечило применение ЦОМ Kelsey, при этом вследствие повышенного выхода концентрата, качество его невысокое. Анализ потерь металлов с хвостами позволил установить, что выделения сульфидов имеют очень мелкие размеры (единичные зёрна – первые микроны, агрегаты – десятки микрон), и попадают в хвосты благодаря срастанию с кварцем, играющим роль своеобразного «поплавка». Установлено, что центробежная от-

садовая машина обеспечивает наименьшие потери металлов с классом. -0,044+0 мм.

Таблица 1

Результаты обогащения на различных гравитационных аппаратах

Продукт	γ, %	β, г/т		ε, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Итомак КН-0,1					
К-т 1	7,95	116,39	164,0	70,8	27,54
К-т 2	5,3	45,88	126,4	18,06	11,83
Хвосты	86,75	1,6	31,83	11,14	60,63
Исходная	100,00	13,07	47,349	100,00	100,00
Falcon L-40					
К-т 1	4,84	190	267	71,0	29,06
К-т 2	2,17	123,5	308,1	20,69	15,04
Хвосты	92,99	1,16	26,73	8,31	55,9
Исходная	100,00	12,95	44,46	100,00	100,00
Kelsey J200CJ					
К-т 1	34,55	32,7	93,7	83,5	64,98
К-т 2	11,52	14,7	48,0	12,52	11,1
Хвосты	53,93	1,0	22,1	3,98	23,92
Исходная	100,0	13,53	49,82	100,0	100,0

Полученные технологические показатели показывают, что рассмотренные аппараты являются достойной альтернативой друг друга. Однако ряд особенностей центробежной отсадочной машины, таких как непрерывность работы, отсутствие промежуточных фракций, и, наконец, наиболее полное извлечение металлов в тяжелую фракцию, позволяет нам рекомендовать ее к установке.

***Н.К. Алгебраистова<sup>1</sup>, А.В. Развязная<sup>1</sup>, М.И. Термова<sup>2</sup>, И.В.Королькова<sup>3</sup>***

<sup>1</sup>Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия, alexsa-smolkova@yandex.ru

<sup>2</sup>Международный научный центр исследований экстремальных состояний организма Красноярского научного центра СО РАН, г. Красноярск, Россия,

<sup>3</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт химии и химической технологии СО РАН», г. Красноярск, Россия

## **ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДОВ ПОСЛЕ БАКТЕРИАЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ**

Селекция коллективных концентратов представляет собой основную проблему при переработке медно-молибденовых руд. Процесс усложняется наличием в концентрате вторичных сульфидов меди, высокой степенью окисленности минералов, тесной их ассоциацией между собой и тонкой вкрапленностью. К тому же, чем больше

сильного собирателя на поверхности минералов, тем труднее получить высокий индекс селективности.

Разделение медно-молибденовых концентратов осуществляется либо подавлением сульфидов меди и железа различными реагентами, либо подавлением молибденита декстрином. Однако, известные способы селекции не лишены недостатков, основными из которых являются: высокие энергетические затраты на подогрев пульпы, высокий расход вредных для здоровья людей, экологически не безопасных реагентов сернистого натрия (от 5 до 20 кг), цианидов (50–200 г/т).

В этой связи, с учетом постоянно растущих цен на энергоносители и флотореагенты поиск эффективных и экологически безопасных методов селекции является актуальной задачей.

Повышение эффективности процесса селекции и существенное снижение недостатков существующих способов десорбции может быть достигнуто применением микробиологических приемов.

Преимущества технологии: наличие нелимитируемого субстрата для выделения штаммов микроорганизмов, адаптированных к основному используемому реагенту-ксантогенату; нет расходов на теплоносители поскольку биообработку ведут при обычной температуре, отделение биомассы от минеральных пульп можно осуществлять простой отмывкой в отличие от реагентов, которые могут закрепляться химически и основательно менять свойства поверхности минералов.

**Цель работы** – повышение эффективности извлечения ценных компонентов из руд цветных металлов на основе создания технологии десорбции органических пленок с поверхности концентратов микробиологическими приемами.

**Идея работы** заключается в удалении с помощью бактерий органической пленки с поверхности сульфидных минералов и обеспечение за счет этого снижение расхода флотационных реагентов и энергозатрат на процесс десорбции и селекции.

**Объект исследования** - медно-молибденовый коллективный концентрат Сорского ферромолибденового завода, сульфиды меди и молибдена.

Для экспериментов использовали культуру бактерий *Pseudomonas Japonica*, селективно выделенных на питательной среде с сульфидрильным собирателем - ксантогенатом.

Ранее (Алгебраистова Н.К., Развязная А.В., 2012) исследовали влияние микроорганизмов, их клеток и метаболитов на флотационные свойства и состояние поверхности сульфидов меди и молибдена. Определено, что при времени взаимодействия сульфидов с культурой бактерий, равном 2 мин, достигается значительное снижение (на 40%) флотуемости медных минералов, при том что флотация молибденита остается неизменной, на поверхности сульфидов снижается концентрация ксантогената и, как следствие, повышается гидрофилизация минералов.

Исследования проводили на аншлифах халькопирита в исходном состоянии, об-

работанном ксантогенатом, ксантогенатом и бактериями, культурой бактерий.

Регистрация ИК спектров отражения проведена на ИК-Фурье спектрометре Tensor-27 с ИК микроскопом Hyperion-1000 (фирма Bruker, Германия) в области 4000-600 см<sup>-1</sup> (разрешение 2 см<sup>-1</sup>, SC=300). Обработка спектральной информации проведена по программе OPUS, версия 5.5.

Спектры отражения фиксировали с использованием ИК микроскопа без применения матрицы, предполагая, что глубина проникновения излучения во всех случаях одинаковая.

Результаты анализа поверхности халькопирита после различных видов обработки представлены на рис. 1.

Результаты исследования показыва-

ли, что при измерении инфракрасных спектров халькопирита в исходном состоянии не наблюдается значительных колебаний на всей области измерения.

При обработке исходного аншлифа бутиловым ксантогенатом калия возникают колебания в следующих областях 2955-2870 см<sup>-1</sup>; 1460-1371 см<sup>-1</sup>; 1254 см<sup>-1</sup>; 1166-1068 см<sup>-1</sup>; 740 см<sup>-1</sup>, что соответствует валентным пикам групп СН<sub>3</sub>, СН<sub>2</sub>; деформационным пикам групп СН<sub>3</sub>, СН<sub>2</sub>; валентным пикам группы СО; сильным валентным пикам группы СS с двойной связью; слабым валентным пикам группы СS (Васильев А.В., Гриненко Е.В., 2007).

После обработки предыдущего аншлифа культурой бактерий колебания, соответствующие бутиловому ксантогенату калия, исчезают, и возникают колебания, характеризующие состав биологических организмов, а именно пик в области 3274 см<sup>-1</sup> соответствует валентным колебаниям группы ОН, 3062 см<sup>-1</sup> - валентным колебаниям группы NH<sub>3</sub>, 2800 см<sup>-1</sup> - колебаниям СН<sub>3</sub>, 1636 см<sup>-1</sup> - деформационным колебаниям группы NH<sub>2</sub>, 1538 см<sup>-1</sup> - средней аминокислотной полосе группы NH<sub>3</sub>, 1031 см<sup>-1</sup> - деформационным колебаниям групп СН<sub>2</sub>.

На образце халькопирита, обработанного одной культурой бактерий возникают

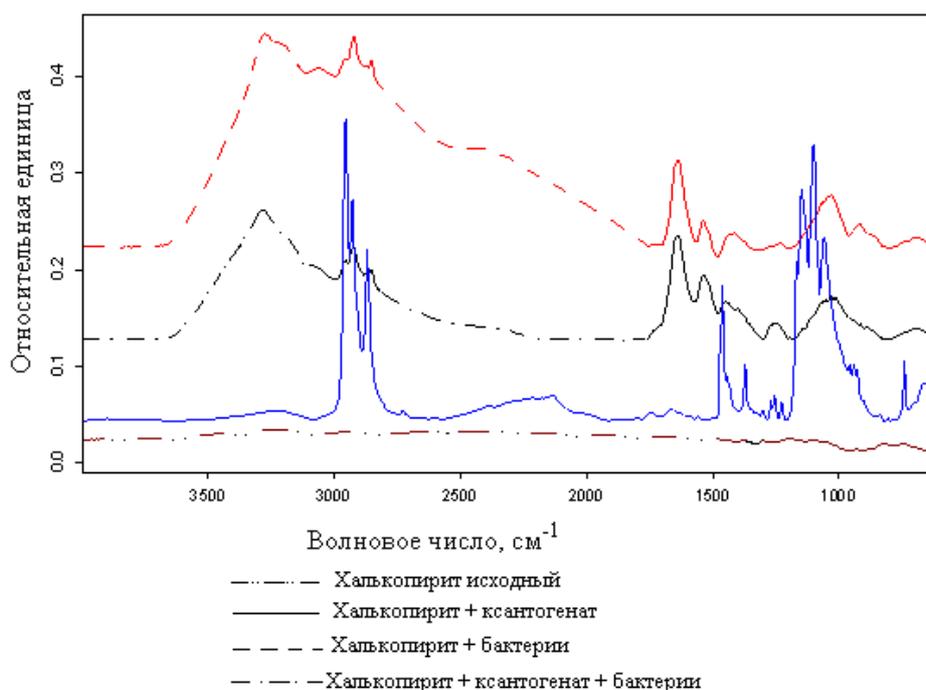


Рисунок 1- Инфракрасные спектры халькопирита после различных видов обработки

пики, алогичные пикам предыдущего образца. Единственное отличие заключается в том, что в области  $1258 \text{ см}^{-1}$  наблюдается снижение интенсивности колебаний группы SO, в отличие от обработанного ксантогенатом и бактериями образца, что может свидетельствовать о частичном окислении серы ксантогената.

В целом, результаты измерения инфракрасных спектров показали, культура бактерий деградирует с поверхности минерала ксантогенат. Так как после нанесения бактерий на аншлиф халькопирита, обработанного ксантогенатом, связи CO и CS исчезают, а колебания групп CH<sub>3</sub> и CH<sub>2</sub> возникают в областях, соответствующих микроорганизмам.

***И.В. Алушкин<sup>1</sup>, Т.И. Юшина<sup>2</sup>, В.А. Рассулов<sup>3</sup>, А.В. Воронкин<sup>4</sup>***

<sup>1</sup>Закрытое Акционерное Общество “Научно-производственное предприятие ГеоТестСервис”, г. Москва, Россия; AlushkinIV@yandex.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский Государственный Горный Университет» г. Москва, Россия; yuti62@mail.ru

<sup>3</sup>Федеральное государственное унитарное предприятие Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского, г. Москва, Россия; rassulov@mail.ru

<sup>4</sup>Общество с ограниченной ответственностью “СиСорт”, г. Барнаул, Россия; TECH3@CSORT.ru

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ТЕХНОГЕННЫХ КВАРЦ-ПОЛЕВОШПАТОВЫХ ОТВАЛОВ РАДИОМЕТРИЧЕСКИМИ МЕТОДАМИ**

На сегодняшний день, одной из приоритетных задач в горнодобывающей сфере является переработка техногенных образований, в частности, отвалов сырья, которые ранее считалось перерабатывать нерентабельно. Применение новых технологий позволяет не только снизить антропогенную обстановку в конкретном регионе или районе, но так же получить экономическую выгоду от реализации продукции, полученной при переработке техногенных образований. Результат переработки техногенных отвалов можно разделить на три составляющие:

- Экологическая – сокращается площадь земель, занятых под складирование отвалов (рекультивация земель);
- Экономическая – себестоимость переработки заметно ниже, чем при разработке нового месторождения: за счет исключения весомых затрат на геологоразведочные, буровзрывные работы и работы по извлечению материала из недр. Низкие капитальные затраты при организации производства;
- Технологическая – схема переработки материала существенно упрощается - за счет исключения из цепочки дорогостоящих операций дробления и измельчения.

За продолжительную историю добычи и переработки кварц-полевошпатового руд слюдяного и керамического сырья накопились большие объемы отвалов крупно-

стью менее 20 мм. Применяемой технологией разделения вмещающих пород и примесей от кондиционного сырья была ручная рудоразборка, требующая тяжелого физического труда и внимания персонала. Поэтому минимальный порог крупности на многих предприятиях ограничивался 20 мм (ООО «Чупинское ГОП», ООО «Ковдорслюдя»), а материал крупностью ниже считалось перерабатывать экономически нецелесообразно.

Наиболее динамично развивающиеся в последние годы, методы радиометрической сепарации, позволяют качественно и дешево расклассифицировать кусковой материал, вплоть до получения готовой продукции, применительно к техногенным отвалам нерудного сырья. Процесс радиометрической сепарации (РМС) основан на различии минералов в поглощении или отражении излучения, в зависимости от применяемого метода сортировки. Основным достоинством процесса является большой диапазон крупности питания, который варьируется от 1 до 300 мм, что позволяет уже на стадии крупного дробления удалять некондиционный материал из технологической цепочки. При этом в сортировочную машину поступает узко классифицированный продукт, с модулем не более 2.

Объектом наших исследований стали техногенные отвалы кварц-полевошпатового сырья рудника «Хетолабмина» крупностью минус 20 мм, с целью получения сырья для керамической продукции согласно ГОСТ-7030-75.

Проведенные оценочные работы по исследованию обогатимости кварц-полевошпатового сырья рудника Хетолабмина различными радиометрическими методами: фотометрический, фотолюминесцентный, рентгенолюминесцентный и рентгенорадиометрический показали, что:

- По спектрам рентгенорадиометрии минералы кварц-полевошпатовой руды обладают значительным различием, но отсутствие высокопроизводительных сепараторов данного метода на мелкие классы руды не позволяют рекомендовать его для обогащения исследуемого сырья;

- Фотолюминесцентные свойства исследованных образцов полевого шпата обладают индивидуальными свойствами, но не позволяют выделить кварц и слюды. В настоящее время отсутствуют серийные промышленные сепараторы на мелкие классы, что также не позволяет использовать данный метод обогащения;

- Рентгенолюминесцентные характеристики полевых шпатов позволяют эффективно разделять микроклин и плагиоклаз. Низкая светимость кварца, слюды и вмещающих пород не позволяют выделить эти продукты. Эксплуатируемые в настоящее время на месторождениях алмазов рентгенолюминесцентные сепараторы отечественного производства НПО «Буревестник» не обладают достаточной производительностью на планируемых классах крупности, требуют серьезной доработки для обогащения кварц-полевошпатовых руд;

• Наиболее перспективным для руд данного месторождения считаем применение фотометрического сепаратора, позволяющего не только выделить микроклин, но и при пересортировке хвостов сепарации впоследствии выделять плагиоклаз, кварцевый, слюдяной продукты, а также гнейсы на щебень.

Проанализировав работы по внедрению радиометрического обогащения на месторождении кварц-полевошпатового сырья Куру-Ваара [Литвинцев Э.Г., Мокроусов В.А., Кудря В.В. Новая ресурсосберегающая технология обогащения полевошпатового сырья // Горный журнал – 1992 – с. 54-58], проведенные в 90-х годах [Гулин Е.Н., Лилеев В.А., Лагов Б.С. Опыт фотометрической сепарации полевошпатовых и редкометальных руд // Минеральное сырье (сборник научных трудов), выпуск 26 – ВИМС Москва, 1975 – с. 48 – 52], и по результатам исследований, проведенных сотрудниками ЗАО “НПП ГеоТестСервис”, для разделения кварц-полевошпатового сырья был выбран фотометрический метод сепарации.

Разделение по цвету является наиболее простым, дешевым, безопасным и эффективным методом радиометрической сортировки, поскольку исследуемый материал представляет собой нерудную массу в большей части раскрытую от сростков и различающуюся по цветовым характеристикам. Основными полезными компонентами являются: микроклин, плагиоклаз, микроклиновый и плагиоклазовый пегматит. Загрязняющими примесями являются мусковит, биотит; вмещающие породы представлены гнейсами и амфиболами.

Оборудование, использованное в исследовании – фотометрический монохромный сепаратор Pixel3 фирмы SEA. Для повышения селективности признака разделения минеральных включений, после различных комбинаций различных ламп и светофильтров остановились на выборе: светофильтр красного цвета ( $\lambda_{\max} = 635\text{нм}$ ) и лампы - Natur Super (NARVA). Крупность исходного сырья, из-за конструктивных особенностей аппарата, не превышает 10 мм, т.к. данный сепаратор разработан для применения исключительно в аграрной промышленности для сортировки сельскохозяйственных культур (семечки, крупы). Положительные результаты, полученные в ходе испытаний (табл. №1), будут способствовать адаптации данного типа машин с целью внедрения их в горную промышленность.

Полученный концентрат, пройдя через магнитную сепарацию для удаления привнесенного аппаратного железа, по всем критериям соответствует ГОСТ – 7030-75. Требования к готовой продукции по ГОСТ 7030-75 обуславливают не только качественную очистку продукции, но так же и количественную, определяемую суммой окислов щелочных металлов ( $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ ), а так же их соотношением ( $\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O}$ ) и ограничение по содержанию кварца и железа, в зависимости от марки продукции [ГОСТ 7030 – 75 Материалы полевошпатовые и кварц-полевошпатовые для тонкой керамики].

Таблица 1

Технологические показатели фотометрической сепарации техногенных отвалов кварц-полевошпатового сырья рудника Хетоламбина

Наименование продукта	Сепарируемые классы крупности, мм			
	(-10 +5 )		(-5 +3)	
	кг	%	кг	%
Концентрат	246,5	72,5	176,5	77
Хвосты	93,5	27,5	53,5	23
Исходный	340	100	230	100

Таблица 2

Минералогическая характеристика фотометрической сепарации техногенных отвалов кварц-полевошпатового сырья рудника Хетоламбина

Сепарируемые классы крупности, мм							
(-10 +5)				(-5 +3)			
Наименование минерала	К-т	Хв	Исх	Наименование минерала	К-т	Хв	Исх
	%	%	%		%	%	%
Микроклин	61,44	20,68	45,35	Микроклин	73,28	18,90	51,98
Плагиоклаз	2,84	35,54	15,30	Плагиоклаз	2,50	40,50	18,22
Кварц	34,00	25,13	30,50	Кварц	24,00	26,35	24,97
Слюда	0,20	5,26	2,50	Слюда	0,12	3,35	0,26
Гнейс	1,52	13,39	6,35	Гнейс	0,10	10,90	4,57
Итого:	100,00	100,00	100,00	Итого:	100,00	100,00	100,00

В результате проведенных исследований установлена возможность применения высокопроизводительного фотометрического метода обогащения кварц-полевошпатового сырья рудника Хетоламбина с получением готового продукта стандартного качества.

*И.В. Кунилова<sup>1</sup>, Л.А. Немчинова<sup>2</sup>*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия; esorproject@ Rambler.ru

Научно-производственное объединение «Разработка Изготовление Внедрение Сервис», г. Учалы, Россия; l.nemchinova@mail.ru

## **ПРИМЕНЕНИЕ ИНФРАКРАСНОЙ СПЕКТРОСКОПИИ ДЛЯ ОЦЕНКИ СОСТОЯНИЯ ПОВЕРХНОСТИ ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ПОСЛЕ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ**

Одним из эффективных способов повышения технологических показателей флотационного обогащения сульфидных руд является применение физико-механической обработки – доизмельчения, механической активации, а также аэрационного и теплового кондиционирования. Для совершенствования режимов процессов сульфидной

флотации на стадии разработки схем обогащения и на стадии контроля технологических процессов необходимо оперативное определение состава и структуры поверхностного слоя обрабатываемого материала с целью анализа и прогноза его технологических свойств. И.Н. Плаксин и ученики его научной школы развивали метод ИК-спектроскопии для изучения механизма взаимодействия собирателей и регуляторов флотации с минералами, влияния окисления поверхности сульфидных минералов кислородом и растворами реагентов на адсорбционные и флотационные свойства минералов, определения структуры поверхности угольных шламов после взаимодействия с флотационными реагентами и т.д. с использованием дифракционных и призмных приборов (И.Н. Плаксин, В.И. Солнышкин, 1966). Достижения последних десятилетий в разработке спектральных аналитических приборов, оптоэлектронике и развитии корреляционных методов (анализ Фурье) позволили расширить области применения спектроскопии (В. Шмидт, 2007). В докладе приведены результаты ИК-Фурье спектроскопического исследования изменений состава поверхности сульфидсодержащих материалов после различных видов физико-механической обработки на примере цинковых концентратов, перерабатываемых на ОАО «Учалинский ГОК». В технологическую схему флотационного обогащения в цинковом цикле были введены тепловое и аэрационное кондиционирование песков сгустителя перед цинковой флотацией, а также оттирка доизмельченной пульпы хвостов I цинковой перечистки перед возвратом пульпы в операцию основной цинковой флотации (И.А. Абдрахманов, Р.А. Ягудин, А.В. Зимин и др., 2008).

Съемку порошкообразных образцов проводили на Фурье-спектрометре Инфралуом ФТ-801 с использованием приставки многократно нарушенного полного внутреннего отражения (МНПВО) с кристаллом из селенида цинка в интервале частот  $4000 - 450 \text{ см}^{-1}$  с разрешением  $4 \text{ см}^{-1}$  в режиме пропускания. Интерпретация данных проводилась путем качественной идентификации полос спектров в соответствии с (А.И. Болдырев, 1976; И.И. Плюснина, 1977) и полуколичественного анализа по соотношениям интегральных интенсивностей колебаний, отнесенных к определенным химическим связям и группам. ИК-спектр поверхностного слоя отображает процессы, происходящие на поверхности после физико-механической обработки, прежде всего изменения химического состава и структуры поверхностного слоя, в т.ч. в результате образования или разрушения окисленных соединений и гидратных слоев сорбированной и структурной воды.

*Доизмельчение* приводит к уменьшению количества «связанных» ОН-групп, разрыву неэквивалентных водородных связей ОН-групп (с водой и анионом) в области частот колебаний  $3300$  и  $3500 \text{ см}^{-1}$ , а также разупорядочению гидроксильных групп глинистых минералов и оксидов металлов, что характеризуется смещением максимумов характеристических колебаний ОН-групп в области  $3600-3730 \text{ см}^{-1}$  в сторону высоких частот. Снижение прочности связей «свободных» ОН-групп сопровождается

повышением отношения «свободных» и «связанных» ОН-групп в поверхностном слое. При доизмельчении происходит эффективное снятие поверхностных окисленных пленок и снижение количества поверхностных силикатов и пирита.

По сравнению с исходным образцом *оттирка* приводит к повышению прочности связей «свободных» ОН-групп, что характеризуется смещением максимумов характеристических колебаний ОН-групп в области  $3600-3730\text{ см}^{-1}$  в сторону низких частот, и к увеличению количества «связанных» ОН-групп в области  $3300$  и  $3500\text{ см}^{-1}$ , а также изменений углов между связями, что выражается в повышении интенсивности максимумов характеристических частот деформационных колебаний ОН-групп в области  $1650\text{ см}^{-1}$ . В отличие от спектра образца после доизмельчения, в спектре поверхностного слоя образца после оттирки установлено наличие повышения количества «связанных» ОН-групп, что указывает на уменьшение энтропии в результате упорядочения структуры гидратного слоя и большую эффективность оттирки как энергетического воздействия по сравнению с доизмельчением для интенсификации гидрофобных взаимодействий с собирателем при последующей флотации. Следует отметить, что применение механической оттирки приводит к повышению количества пирита в поверхностном слое, а также способствует окислению минералов поверхностного слоя, поскольку связи Me-S разрушаются более эффективно по сравнению с процессом доизмельчения, о чем свидетельствует повышение количества окисленных соединений.

По сравнению с исходным образцом *пропарка* приводит к повышению прочности связей «свободных» ОН-групп, что характеризуется смещением максимумов характеристических колебаний ОН-групп в области  $3640\text{ см}^{-1}$  в сторону низких частот на  $10\text{ см}^{-1}$ . В результате пропарки происходит снижение прочности и повышение количества более упорядоченных связей ОН-групп, вероятно, связанных с сульфогруппами, имеющих максимумы в области  $3300\text{ см}^{-1}$ .

На образование неэквивалентных водородных связей воды указывает асимметрия формы двойных максимумов, а также исчезновение одного из пиков двойного максимума частоты деформационных колебаний ОН-групп в области  $1650\text{ см}^{-1}$ . В итоге, соотношение «свободных» и «связанных» ОН-групп уменьшается.

После теплового кондиционирования в поверхностном слое образца количество окисленных соединений, силикатов и пирита немного возрастает. В результате пропарки количество сфалерита на поверхности увеличилось наиболее значительно из всех видов обработки.

По сравнению с исходным образцом *аэрация* приводит к значительному снижению количества, но увеличению прочности связей «свободных» ОН-групп, что характеризуется смещением максимумов характеристических колебаний «свободных» ОН-групп в области  $3640\text{ см}^{-1}$  в сторону низких частот на  $13\text{ см}^{-1}$ . Асимметричность формы двойных максимумов в области характеристических частот среднесвязанных ОН-

групп  $3300\text{ см}^{-1}$  увеличивается, смещение максимумов к более низким частотам указывает на повышение прочности межмолекулярной водородной связи. Аэрация способствует также снижению прочности и количества связей слабее связанных ОН-групп, характеризуемых смещением двойного максимума характеристических колебаний ОН-групп в области  $3450\text{ см}^{-1}$  в сторону высоких частот на  $6$  и  $8\text{ см}^{-1}$ . Установлено некоторое увеличение количества окисленных групп (аналогично аэрации), незначительное снижение – сфалерита, пирита, силикатных минералов в образце. Различие воздействий аэрации и пропарки проявилось в основном в снижении прочности слабее связанных ОН-групп и повышении прочности сильнее связанных ОН-групп в случае аэрации, а также в увеличении количества среднесвязанных ОН-групп в случае пропарки.

При последовательном проведении образца через *все операции* физико-механической обработки установлено уширение пиков полосы валентных колебаний среднесвязанных ОН-групп в области  $3300\text{--}3400\text{ см}^{-1}$  по сравнению со спектрами исходного образца и после различных видов обработки, что указывает на значительные изменения состава поверхности с образованием определенной структуры поверхностного слоя с участием ОН-групп.

По сравнению со спектром исходного образца установлено небольшое увеличение количества и прочности связей «свободных» ОН-групп поверхности, перераспределение количеств связанных с различной силой ОН-групп и изменение углов между ОН-группами. Установлено, что в поверхностном слое уменьшается количество пирита, в большей степени за счет доизмельчения. Количество окисленных соединений после всех операций осталось близким к исходному образцу, при этом количество силикатов незначительно увеличилось.

Сравнительный анализ ИК-спектров цинковых концентратов основной флотации II цинковой «головки» после доизмельчения, аэрационного и теплового кондиционирования, оттирки и суммарно всех видов обработки – показал, что при различных видах физико-механической обработки изменение поверхностных окисленных и гидратных слоев происходит в различной степени, что позволяет регулировать свойства поверхности при подготовке материала к определенному режиму флотации.

Исследование поверхностного слоя сульфидных концентратов после различных видов физико-механической обработки методом ИК-Фурье спектроскопии МНПВО показало применимость метода для экспрессного сравнительного анализа эффективности обработки с целью направленного изменения химического и фазового состава поверхности материалов перед флотацией.

**В.А. Чантурия, Г.П. Двойченкова, Е.Г. Коваленко**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия;

<sup>1</sup>Мирнинский горно-обогатительный комбинат, г. Мирный, Республика Саха-Якутия, Россия

## **ИЗМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ АЛМАЗОВ В УСЛОВИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ ВТОРИЧНО ИЗМЕНЕННЫХ КИМБЕРЛИТОВ ТРУБКИ ИНТЕРНАЦИОНАЛЬНАЯ**

Алмазы из кимберлитов трубки «Интернациональная» с высокой степенью изменчивости и содержанием вторичных минералов 80 – 90% извлекаются в процессе пенной сепарации лишь на 20% и менее.

Исследованы структурно-химические свойства нанобразований на поверхности природных алмазов, снижающих их гидрофобные свойства и, соответственно, технологическую эффективность извлечения физико-химическими методами. Комплексом выполненных исследований установлено, что на формирование первичных полиминеральных нанобразований на поверхности алмазов существенное влияние оказывают вещественный состав и степень изменчивости кимберлитов.

Экспериментально установлено, что вторично измененные кимберлиты соответствует по составу выветренным кимберлитам, в которых серпентин частично или полностью преобразован в глинистые минералы. Обнаруженные глинистые минералы имеют размер кристаллитов порядка 0,001-0,01 мкм, то есть лежат в пределах границ наноминералов. Глинистые минералы представлены: тальком 26-34%, тальк-сапонитом, хлорит-сапонитом или Na-сапонитом - до 60%, слюдой – до 12%, серпентином – до 4%, хлоритом – около 1%, галитом – около 1%. На поверхности алмазов, извлеченных из вторично измененных кимберлитов, зафиксированы минеральные примеси (примазки) в виде тонкого слоя тонкодисперсных (менее 10 мкм) глинистых минерала Алмазы, извлекаемые из коренных месторождений, не содержащих вторично измененных кимберлитов, практически не меняют своей природной гидрофобности и хорошо извлекаются пенной сепарацией.

В результате проведенного исследования алмазов трубки Интернациональная методом инфракрасной спектроскопии зафиксированы связи  $\text{CH}_2$ ,  $\text{CH}$  и  $\text{NOH}$ ,  $\text{OH}$ , коррелирующие с обнаруженными минеральными примесями на поверхности алмазов, и водород, связанный с углеродом кристаллической решетки алмаза. По характеру расположения линий  $\text{Si-O}$  и  $\text{OH}$  в ИК- спектрах было идентифицировано наличие на алмазах силикатов, аналогичных тальку(рис. 1)

Вскрыт механизм гидрофилизации природно-гидрофобных алмазов в результате адсорбции на их поверхности полиминеральных компонентов с образованием гидросиликатной пленки на глубину до 160 нм, что снижает в 2 раза их гидрофобность.

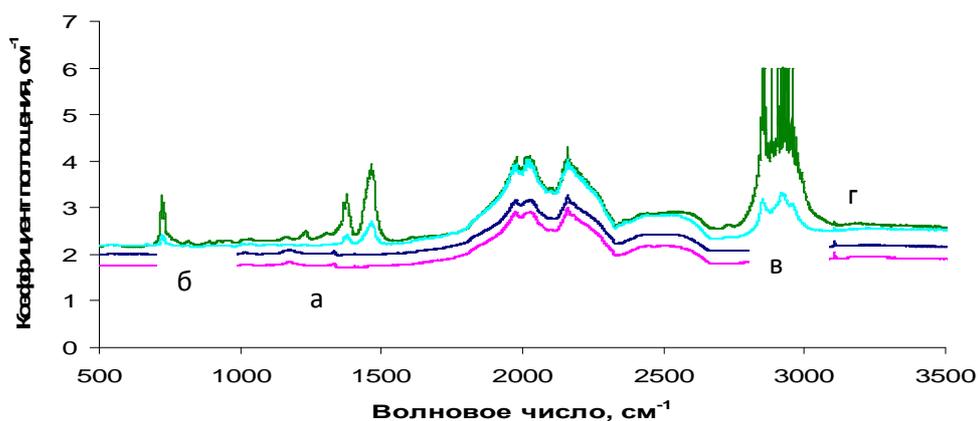


Рис. 1. ИК - спектр поглощения чистого алмаза (а) и с минеральными примесями (б, в, г)

Для решения данной проблемы специалистами институтов ИПКОН РАН, СВФУ и Якутнипроалмаз в настоящее время научно обоснованы и испытаны в условиях предприятий АК «АЛРОСА» методы электрохимических воздействий на водные системы, рудные пульпы и минеральные компоненты.

Использование продуктов электролиза воды, характеризующихся широким диапазоном значений окислительно-восстановительных свойств ( $E_h$  составляет от  $-800$  мВ до  $+1200$  мВ,  $pH=1,5\div 12$ ), позволяет в процессах кондиционирования на  $80-90\%$  очищать поверхность алмазов от карбонатно-силикатных и железистых соединений, что повышает их гидрофобность и выход в готовый продукт. Экспериментальная проверка электрохимической технологии водоподготовки в процессах липкостной и пенной сепарации показала возможность повысить извлечение алмазов в вышеуказанных переделах на  $5$  и  $18\%$  соответственно

**В.В. Щипцов, Т.П. Бубнова, Л.С. Скамницкая, А.Г. Никифоров**

Федеральное государственное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, г.Петрозаводск, Россия

### **ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ МЕТАМОРФОГЕННО-МЕТАСОМАТИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА КАЧЕСТВО ПРОМЫШЛЕННЫХ МИНЕРАЛОВ (НА ПРИМЕРЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ГРАНАТОВЫХ РУД «ВЫСОТА-181» СЕВЕРНОЙ КАРЕЛИИ)**

Проявление гранатовых руд «Высота-181» (Лоухский район, Республика Карелия) представляет собой структуру, которая составлена различными по составу ансамблями метаморфических и развивающихся по ним метасоматических пород, связанных с процессами кислотного выщелачивания.

Формирование этих пород обусловлено в первую очередь условиями региональ-

ного метаморфизма кианит-силлиманитового типа повышенных давлений (по В.А.Глебовицкому) (Гранатовые руды Карелии, 2009).

Метасоматиты, развитые по метаморфическим породам от кислого до основного состава, представлены гранатовыми и кианитовыми кварцитами, кварц-мусковитовыми и кварц-мусковит-кианитовыми сланцами, содержащими в различных сочетаниях и количествах такие промышленные минералы, как гранат, кианит, ставролит, полевой шпат, мусковит и кварц. Среди них преобладающим является гранат, представленный различными генерациями с характерными для минералоготехнологическим характеристиками.

Гранат имеет широкий диапазон вариаций минеральных характеристик - от насыщенных включениями крупных, неизометричных порфириобластов до идиоморфных, практически свободных от включений.

Размер кристаллов граната варьирует от 2 мм до 120 мм. *Метаморфический* гранат отличается проявленной интенсивной трещиноватостью (рис. 1-а), *метасоматический* характеризуется хорошей огранкой и высокой плотностью (рис.1-б). В составе граната преобладает альмандиновая разность (70% и выше).

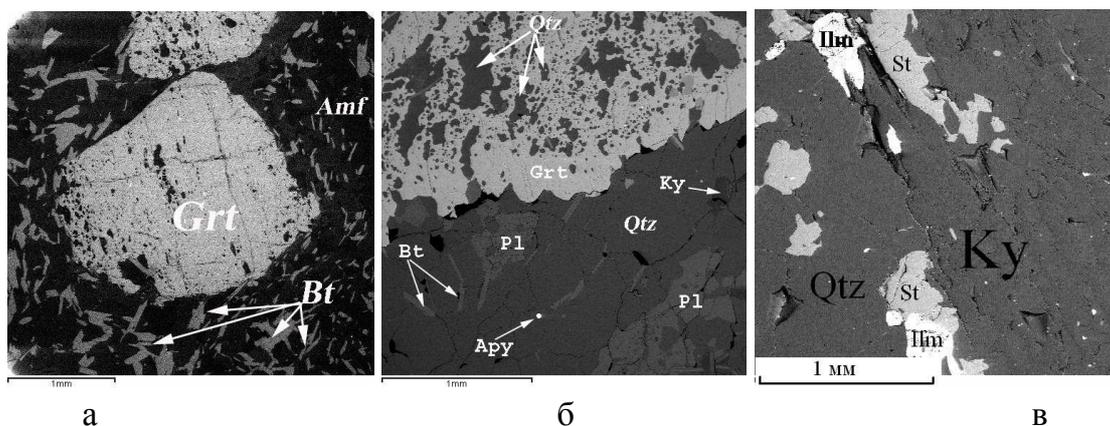


Рис. 1. Морфология граната и кианита, где:

Grt – гранат, Amf – амфибол, Bt – биотит, Ky – кианит, Qtz – кварц, Pl – плагиоклаз, St – ставролит, Ilm – ильменит, Apy - арсенопирит. Изображение со сканирующего электронного микроскопа VEGA II LSH

Кианит выделяется в виде ярко окрашенных, реже бесцветных крупнозернистых таблитчатых кристаллов, а также в виде игольчатых, радиально-лучистых агрегатов. Размер от миллиметра до первых сантиметров, зерна не ориентированы.

Биотит и мусковит часто образуют каймы вокруг граната, процентное соотношение зависит от степени метасоматической переработки породы. Ставролит проявлен в метаморфических породах, выделяется в виде призм, реже крестообразных двойников.

При метасоматическом распаде образуются срастания ставролита с кианитом,

впоследствии полностью замещается им. Кварц формируеття на всех стадиях, вплоть до стадии грейзенизации.

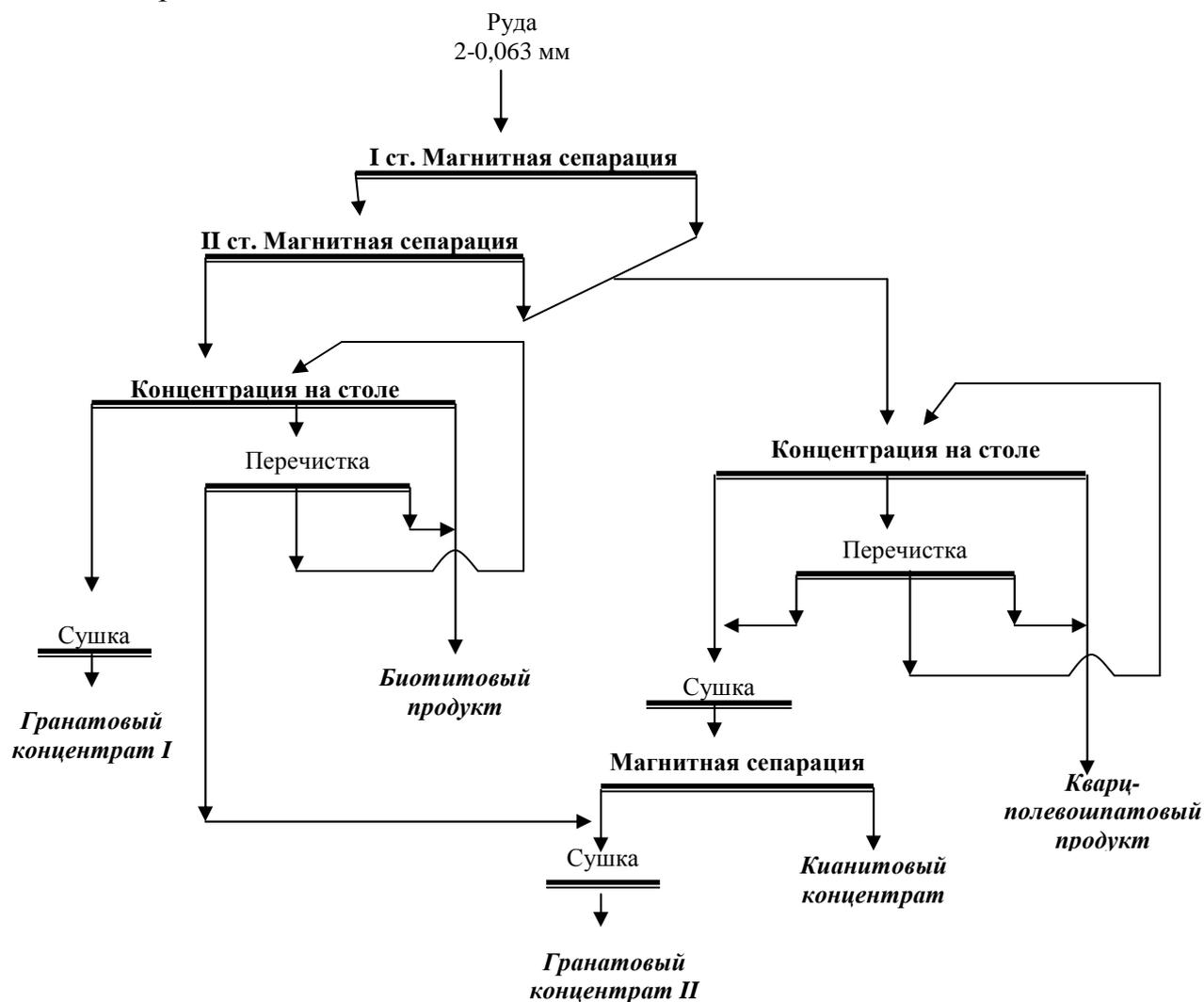


Рис. 2. Схема обогащения гранат-кианитовых гнейсов проявления Высота-181

Оптимальная магнито-гравитационная схема обогащения, предлагаемая нами, включает дезинтеграцию исходной руды, классификацию измельченного материала (по классу 1 мм), магнитную сепарацию обесшламленного (по классу -0,1 мм) продукта и отдельную концентрацию на столе магнитного и немагнитного продуктов (рис. 2).

Комплексный подход с комбинацией методов гравитации и электромагнитной сепарации позволяет получить товарные минеральные концентраты.

Л.С. Скамницкая, В.В. Щипцов, Т.П. Бубнова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, г.Петрозаводск, Россия

## ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОЧИСТКИ КВАРЦА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАПРАВЛЕННЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ПРИМЕРЕ ЖИЛЬНОГО КВАРЦА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ФЕНЬКИНА-ЛАМПИ (ЦЕНТРАЛЬНАЯ КАРЕЛИЯ)\*

Изучение кварцевого сырья различных генетических типов территории Карелии (Щипцов, Скамницкая. 2000) показало, что интерес могут представлять кварцевые объекты с исходно низким качеством сырья. К потенциально перспективным нетрадиционным источникам кварцевого сырья по результатам наших исследований относятся молочно-белый жильный кварц месторождения Фенькина-Лампи.

Потребители кварца лимитируют качество сырья и его гранулометрический состав. Основными нормируемыми показателями качества кварцевого сырья являются находящиеся в нем газово-жидкие (ГЖВ) и твердые (пленочные, макро- и наноразмерные) включения и структурные элементы-примеси. Выбор рациональных методов обогащения кварца определяется формой вхождения примесей в кварц

Твердые минеральные примеси представлены различными минералами, основными и наиболее часто встречаемыми из которых являются слюды (мусковит, серицит и биотит), полевой шпат (микроклин и плагиоклаз) карбонаты, рутил, апатит, титанит и циркон (рис. 1).

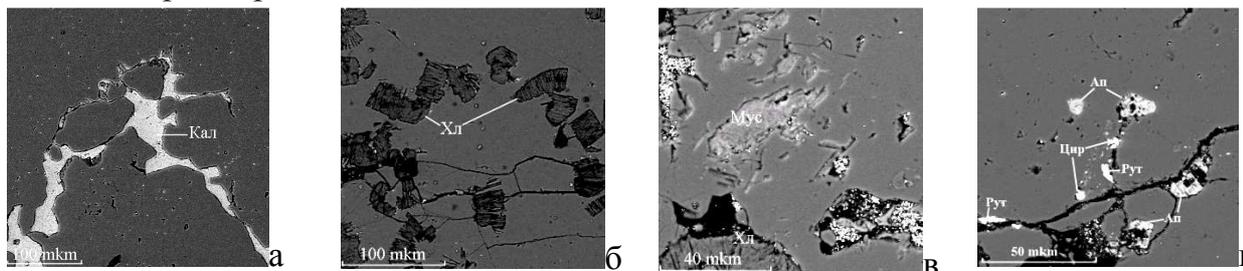


Рис.1. Минеральные включения в кварце месторождения Фенькина Лампи: а – кальцит, б – хлорит, в – мусковит, хлорит, г – акцессорные апатит, рутил, циркон (СЭМ VEGA II LSH)

Микровключения в кварце данного месторождения, которые могут осложнять процессы обогащения, представлены в основном тончайшими (менее 1 мкм) чешуйками мусковита и хлорита (размерами 2-5 до 20 мкм), встречающимися мелкими включениями кальцита, единичными, редкими зернами циркона (1-2 мкм), апатита и циркона, находящимися внутри зерен кварца.

\* Работа выполнена по Программе Президиума РАН проект 27-1.1.9

Химический состав микро- и макровключений хлорита и кальцита практически не отличается. Характерной особенностью включений хлорита является отсутствие примеси  $TiO_2$ , низкое содержание оксидов железа, и повышенное оксида магния, мусковит микровключений характеризуется высоким содержанием оксидов железа - 3,92% и  $MgO$  - 3,13%.

Для данного кварца характерно развитие более мелких ГЖВ (рис. 2). Исследования показали, что содержание газов в кварце зависят от общей газонасыщенности кварцевых агрегатов и состава флюидов (Данилевская и др., 2004)

Для удаления основных минеральных включений, находящиеся на границах зерен и по микротрещинам, а также крупных ГЖВ использованы два стандартных метода обогащения: ручная сортировка и магнито-флотационное удаление примесей с очисткой от пленок в соляной кислоте (предварительное обогащение). Результаты по качеству кварца, полученного этими методами практически сопоставимы (табл. 1).

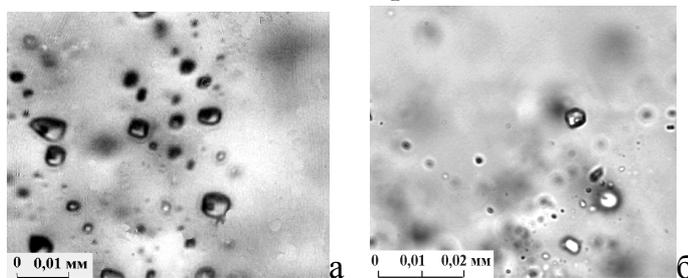


Рис. 2. Газово-жидкие включения в кварце Фенькина-лампы

Таблица 1

Содержание элементов-примесей в кварце предварительного обогащения

Элементы										Сумма
Al	Fe	K	Na	Ti	Li	Ca	Mg	Cu	Cr	
Ручная сортировка										
30-35	3,4-8,2	11-37	15-120	0,3-0,7	0,1-0,4	15-31	2,4-7,7	0,3	0,1	84-225,4
32	4,9	25	86	0,5	0,2	25	3,8	0,3	0,1	200,6
Магнитная сепарация, флотация обработка в HCl										
30-43	3,4-4,3	21-39	35-80	0,3-0,9	0,1-0,4	14-21	2-10	0,1-0,4	0,1	127-192,5
36	4,5	30	68	0,5	0,2	18	5,8	0,2	0,1	163

Анализы выполнены в лаборатории Курчатовского института (г. Москва) методом ICP MS

Низкое качество концентрата определяется низкой эффективностью удаления минеральных микропримесей, и в значительной степени, флюидными включениями. Мелкие включения (<0,005 мм), преобладающие в кварце данного месторождения, оставаясь в кварце, ухудшают его качество и определяют предел обогатимости традиционными методами.

Отработка схемы глубокого обогащения проводилась на молочно-белом крупно-, гигантозернистом кварце. Глубокое обогащение включало магнитную сепарацию,

флотацию слюд, обработку в соляной и плавиковой кислотах, с последующим хлорированием, что значительно улучшает качество концентратов, однако не приводит к получению высокочистых концентратов с содержанием примесей менее 95,878 ppm (табл. 2).

Таблица 2

Содержания элементов-примесей в кварце глубокого обогащения

Содержание элементов-примесей, ppm																			Сумма, ppm	
Fe	Ti	Zr	Al	Mn	Sr	Zn	B	Mg	Ca	Ba	Ni	Cr	Cu	K	Na	Li	Ge	P		Co
0,74	0,15	0,043	20	0,25	0,2	0,1	0,37	0,49	11	0,62	0,013	0,012	0,03	14	47	0,35	0,3	0,2	0,01	95.878

Анализы выполнены в лаборатории Курчатовского института (г. Москва) методом ICP MS

Основные примеси связаны с натрием, алюминием, кальцием, калием. Характерно низкое значение Li. В процессе обогащения удаляется основная масса минеральных включений, приуроченных к трещинкам и часть ГЖВ крупных и средних размеров. Включения размером  $< 0,005$  мм выбранной технологии не вскрываются, что подтверждается присутствием в кварце повышенных содержаний Al, Ca, K, Na и определяет предел обогатимости данными методами. По содержанию примесей полученные кварцевые концентраты не соответствуют требованиям, предъявляемым для концентратов высокой чистоты. Теоретически потенциал данного кварца высокий, т.к. характерны низкие содержания структурных примесей 5-6 ppm, и незначительные - Li и Ti в концентратах.

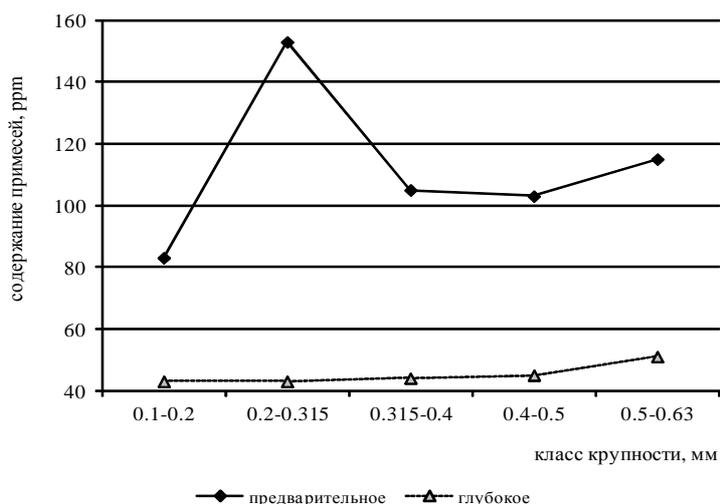


Рис. 3. Качества концентратов различных стадий обогащения

С учетом потенциала кварца, для более эффективного удаления микроминеральных включений (1-2 мкм), ГЖВ ( $< 10$  мкм), находящихся внутри зерен, нами разработаны общие принципы технологии, позволяющей удалять их из кварца. Их создание

стало возможным благодаря детальному изучению форм нахождения, областей локализации и характера поведения рассеянных примесей в кварце при различных способах энергетического воздействия на кварц (работы проводились совместно с ФГУП ВИМС и ИГЕМ РАН). Исследования выполнены на сильнозагрязненном кварце пробы 90/2011 с содержанием примесей 4366 ppm.

При сочетании магнитной сепарации с обработкой электромагнитными полями сверхвысокой частоты классификацией по узким классам крупности и доводка отдельно в кислотах позволили снизить количество примесей в концентратах крупность от 0,63-0,5мм до 0,2-0,1мм до 43-45ppm (рис. 3).

Использование направленных воздействий на кварц позволяет расширить диапазон крупности обогащаемого материала, снизить потери со шламами и получить кварцевый концентрат удовлетворительного качества даже из очень загрязненного исходного сырья.

#### ***Н.Е. Анашкина***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва, Россия, for\_nataliya@list.ru

### **РАСПРЕДЕЛЕНИЕ СТРУКТУРНЫХ ДЕФЕКТОВ В АЛМАЗАХ ТРУБКИ СНЕГУРОЧКА ААП\***

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

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

Наиболее информативными типоморфными характеристиками алмаза являются структурные примеси и дефекты, которые образовались непосредственно в процессе

---

\* *Материал подготовлен по гранту РФФИ № 13-05-00586 и проекту ДВО РАН № 12-III –А-08-179.*

роста кристаллов и отражают условия их генезиса.

В качестве метода исследования использовался метод ИК-спектроскопии. Этот метод позволяет количественно оценивать концентрацию азота в форме А- и В-центров (Хачатрян, 2003), представляющих собой соответственно спаренные и тетраэдрически сгруппированные азотные атомы, которые изоморфно замещают углерод алмазной решетки (Bursill, 1985). ИК-спектры записывались с разрешением  $4-6 \text{ см}^{-1}$  на спектрометре Nicolet 380 с микроскопом Centaurus, Thermo Electron Corporation, USA. Также полуколичественно определялись концентрации плейтелетс (Р или  $\text{B}_2$ ) и структурной примеси водорода (Н).

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

По распределению азотных центров алмазы трубки Снегурочка представлены тремя популяциями.

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

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

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

Согласно расчетам, проведенным для «мантийного возраста» алмаза 3 млрд лет,

популяции кристаллов трубки Снегурочка, по-видимому, сформировались при различных температурах. При этом среди трех рассматриваемых популяций температура кристаллизации популяции III была наибольшей, а популяции II – наименьшей.

Главная популяция алмаза трубки Снегурочка не имеет аналогов среди соответствующих популяций алмаза из трубок месторождения им. Ломоносова.

По общему содержанию азота ( $N_{tot}$ ) в кристаллах она наиболее близка к главной популяции алмаза из трубки им. Карпинского-1 и второстепенной популяции алмаза из трубки им. Ломоносова. Однако значения % NB в соответствующих кристаллах из трубки Снегурочка заметно выше, чем в алмазах промышленных трубок Золотицкого поля.

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

Главная популяция алмаза из трубки Снегурочка обнаруживает наибольшее сходство с второстепенными популяциями алмазов из непромышленных трубок Кольцовская и Первомайская.

Таблица 1

Характеристика популяций алмаза из некоторых трубок Золотицкого поля (2) и популяций алмазов трубки Снегурочка

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

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

**Секция «Флотация, гравитация, магнитная и электромагнитная сепарация»**

---

**Т.Н. Матвеева, Т.А. Иванова, Н.К. Громова, Л.Б. Ланцова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва, Россия; tmatveyeva@mail.ru

**ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИОННЫХ И ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ РАСТИТЕЛЬНЫХ ЭКСТРАКТОВ ДЛЯ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДОВ ИЗ УПОРНЫХ РУД\***

В текущем столетии основной прирост добычи благородных металлов, как в России, так и в мире в целом планируется обеспечить за счет более широкого вовлечения в эксплуатацию упорных золотосодержащих и комплексных руд. Золото в таких рудах находится в тесной ассоциации с сульфидами (пиритом, халькопиритом, арсенопиритом, пирротином), как правило, тонко вкрапленное и неравномерно распределенное между сульфидами, поэтому флотация является одним из основных технологических процессов переработки.

Помимо повышения извлечения золота в коллективные сульфидные концентраты, актуальной является задача селективного выделения золотосодержащих минералов в разноименные концентраты с целью сокращения расходов на получение золота.

В плане повышения селективности выделения золотосодержащих сульфидов в разноименные концентраты перспективно использование сочетание сульфгидрильных собирателей, неионогенных реагентов, способных образовывать труднорастворимые комплексные соединения с золотом, и новых реагентов-модификаторов растительного происхождения, в том числе растительных экстрактов, содержащих фенолоскислоты и дубильные вещества.

В мировой практике реагенты растительного происхождения (крахмал, декстрин, квебрахо и др.) используются в качестве подавителей при флотации несульфидных минералов<sup>1</sup>.

Проведенные авторами исследования показали, что таннинсодержащие вещества способны избирательно адсорбироваться на поверхности минералов железа и на-

---

\* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа акад. В.А. Чантурия» (НШ- 220.2012.5)

<sup>1</sup> Хан Г.А., Габриелова Л.И., Власова Н.С. Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра. 1986; Шубов Л.Я, Иванков С.И, Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Кн. 1. М.: Недра

правленно изменять их гидрофобно-гидрофильные свойства<sup>2</sup>.

Актуальность применения новых растительных реагентов и экстрактов в качестве модификаторов флотации минералов благородных металлов состоит в возможности замены токсичных химических реагентов экологически безопасными растительными веществами.

Цель работы – изучение сорбционных и флотационных свойств растительных экстрактов и таннина для селективного извлечения золотосодержащих сульфидов при флотации упорных руд.

В данной работе при исследовании сорбционных и флотационных свойств реагентов растительного происхождения для извлечения золота определены продукты адсорбции реагентов-собираателей и модификаторов на сульфидных минералах-носителях благородных металлов с использованием сканирующей зондовой микроскопии, экстракционной УФ- и ИК-спектроскопии; изучено влияние состава растительных экстрактов коры, стеблей и листьев различных растений на гидрофобно-гидрофильные свойства сульфидных минералов, содержащих золото, исследованы условия сочетания модификаторов растительного происхождения и реагентов-собираателей, способных к комплексообразованию с золотом в растворе и на поверхности золотосодержащих минералов; определены условия формирования гидрофобно-гидрофильных покрытий на поверхности пирита, арсенопирита, халькопирита и пирротина, обеспечивающих селективное извлечение золотосодержащих сульфидов в концентрат флотации.

В ходе работы была предложена методика получения растительных экстрактов, позволяющая получить продукт с фиксированным содержанием экстрактивных дубильных веществ. Для определения концентрации таннина в полученных экстрактах и воспроизведения условий флотационных и сорбционных опытов разработана методика анализа экстракта, в основу которой положен фотометрический анализ таннина в присутствии реактива Фолина<sup>3</sup>.

Установлено, что в присутствии ксантогената экстракт коры и листьев дуба (реагент ЭКД) при низких концентрациях способствует снижению на 50-80% флотиремости пирита и пирротина при флотации в слабокислой, нейтральной или слабощелочной среде. Депрессирующее воздействие, которое оказывает реагент ЭКД в аналогичных условиях на халькопирит, значительно слабее и снижение флотиремости не превышает 10-20% в зависимости от концентрации растительного экстракта.

---

<sup>2</sup> Матвеева Т.Н. Научное обоснование высокоэффективных реагентных режимов флотационного извлечения платиносодержащих сульфидных минералов из труднообогатимых руд // ФТПРПИ. – 2011. – №6; Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К. Сорбционные и флотационные свойства реагентов растительного происхождения при селективной флотации сульфидных минералов, содержащих благородные металлы // Цветные металлы. – 2012. – №12

<sup>3</sup> Коренман И. М. Фотометрический анализ. Методы определения органических соединений. М.: Химия. 1970.

По данным спектрофотометрического анализа реагент ЭКД адсорбируется на пирротине без вытеснения ксантогената с поверхности минерала. Более того, адсорбция собирателя не препятствует закреплению ЭКД на пирротине.

Методом УФ-спектрофотометрии изучено комплексообразование таннина с ионами железа (II) и (III) в водных растворах, изменение остаточной концентрации реагентов после контакта с пиритом, арсенопиритом и пирротинном и оценена адсорбция реагентов на исследуемых минералах. Установлен механизм гидрофилизирующего действия таннинсодержащих реагентов, основанный на адсорбции на поверхности пирротина и арсенопирита с образованием прочных комплексных соединений с железом (III) при концентрациях, ниже концентрации мицеллообразования, при этом предварительная адсорбция ксантогената не препятствует закреплению растительного экстракта на поверхности минерала.

С помощью сканирующего лазерного микроскопа KEYENCE, снабженного VK-9700 анализатором, позволяющим выполнять бесконтактное измерение неровности поверхности, определена толщина слоя соединений, адсорбированных на поверхности золотоносного пирита. Установлено, что после контакта с реагентами-собирателями класса дитиокарбаматов высота вновь образованного покрытия (капель) составила 0,65-1,85 мкм.

Разработан способ селективной флотации Au-содержащих пирита и арсенопирита на основе сочетания сульфгидрильных собирателей и растительного экстракта в соотношении 1: 0,5: (0,5-1,5), позволяющий выделить пирит и арсенопирит с близкими технологическими свойствами в разноименные концентраты для последующего извлечения золота из пиритного продукта (с содержанием As<2%) пирометаллургическим методом<sup>4</sup>.

Апробация разработанного способа селекции пирит-арсенопиритного продукта на пробе Au-сульфидного концентрата Олимпиадинского месторождения с содержанием мышьяка 6% подтвердила эффективность использования предложенного реагентного режима с применением растительного экстракта. В лабораторных условиях был получен Au-пиритный концентрат с содержанием мышьяка менее 2%, пригодный для последующего извлечения из него золота наименее затратным пирометаллургическим способом. В то же время снижение содержания труднорастворимых пирита и пирротина в Au-арсенопиритном концентрате, выделяемом в камерном продукте, позволит сократить время выщелачивания, что обеспечит снижение энергозатрат на получение золота пирометаллургическим методом.

---

<sup>4</sup> Патент № 2397025 РФ. Способ разделения пирита и арсенопирита /Чантурия В. А., Иванова Т. А., Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. // Оpubл. в БИ. 2010.№ 23.

**В.Е. Вигдергауз**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва Россия

## **ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИИ: ПЕРСПЕКТИВЫ РАСШИРЕНИЯ ПРЕДЕЛОВ КРУПНОСТИ ФЛОТИРУЕМЫХ ЧАСТИЦ**

Расширение пределов крупности флотлируемых частиц – одна из наиболее актуальных задач обогащения полезных ископаемых. Существующие флотационные машины извлекают частицы крупностью от 20 до 120 мкм, а разделение частиц вне этих пределов крупности крайне проблематично. Для крупных частиц лимитирующим фактором является стадия отрыва частицы от пузырька и естественными путями увеличения диаметра флотлируемых частиц является их дополнительная гидрофобизация, увеличение площади контакта минеральной частицы и воздушного пузырька, а также снижение турбулентности потоков во флотационных машинах.

В этой связи перспективны применение: сочетаний реагентов собирателей; аполярных масел и частичное окисление сульфгидрильных собирателей - электрохимическое (В.А.Чантурия и С.Б.Леонов) или каталитическое (В.А.Чантурия и В.Е.Вигдергауз), до соответствующих аполярных димеров; современных флотационных машин колонной флотации; пульсационной флотации (А.А.Лавриненко и Г.Д.Краснов); пневматических флотомашин с разделением стадий флотационного процесса (диспергирования реагентов, аэрации, стадий контакта минеральных частиц и пузырьков и отделения пены), удачным примером которых являются машины Райнера Имхофа, эти же машины отличает аэрирование пульпы тонкодисперсными пузырьками, что критично для флотации тонких частиц; машин для флотации в псевдооживленном слое с принудительной аэрацией Джеймсона. При этом используется оборот жидкости отбираемой с верха камеры флотации для дополнительного вертикального потока вверх и создания эффекта псевдооживления с одновременной аэрацией потока в высокоэнергетическом устройстве диспергирующем воздух в тонкодисперсные пузырьки, улавливающие тонкие частицы и шламы. Поток пульпы в псевдооживленном слое медленный и нетурбулентный, что позволяет флотировать частицы минералов размером до 1 мм и угля размером до 5,5 мм. Увеличение верхнего предела крупности флотлируемого материала позволяет значительно снизить энергопотребление при обогащении крупновкрапленных руд. Расчётами показано, что увеличение верхнего предела крупности флотлируемых частиц со 100 до 400 мкм снижает затраты энергии на измельчение на 40%; современных машин Аутотек и РИВС, реализующих те же принципы разделения потоков и зон флотационного процесса и дополнительной аэрации пульпы.

Развитие современной техники и технологии флотации позволяет считать проблему флотлируемости крупных частиц в целом решённой.

Иначе обстоит дело с флотацией тонких классов. Микронные и субмикронные частицы, не обладая достаточной массой, движутся с жидкостью и обтекают воздушный пузырёк, не контактируя с ним. В этой связи на последнем Международном конгрессе по обогащению полезных ископаемых, проведённом в Индии, доложены результаты исследований различных аспектов использования дальнедействующих гидрофобных взаимодействий и селективной флокуляции тонких частиц.

В рамках теории ДЛФО рассмотрена роль расклинивающего давления и капиллярного давления при взаимодействии пузырьрёк-частица (Л.Пан и Р.Х.Юн). Показано, что действие собирателей при флотации состоит в создании гидрофобной силы и отрицательного расклинивающего давления в смачивающих плёнках.

На базе расширенной теории ДЛФО выполнен анализ парной энергии взаимодействия воздушного пузырька с минеральными частицами (В.Е. Вигдергауз и Г.Ю. Гольберг). Выполнено описание закономерностей образования межфазных ассоциатов в продуктах обогащения углей и сульфидных минералов. Анализ парной энергии взаимодействия проведён с учетом энергии гидрофобного взаимодействия, зависящей от краевого угла смачивания частиц дисперсной фазы дисперсионной средой. Результаты расчётов для минеральных частиц с различной гидрофобностью сопоставлены с экспериментальными данными, и дальнедействующие гидрофобные силы использованы для интенсификации процессов флокуляции и флотации.

В развитие теории использования сил гидрофобных взаимодействий предложена компьютерная программа для расчёта и построения схемы флотации по данным минерального и гранулометрического состава питания флотации, а также гидродинамических характеристик флотомашин (Р.Х.Юн с соавторами). Поскольку предложенная модель динамическая, она может быть использована для контроля процесса флотации.

Из новых экспериментальных наблюдений, следует отметить работы с применением современной высокоскоростной цифровой техники по изучению кинетики межфазных взаимодействий во флотационной пульпе. В частности использование радиоактивно меченых частиц позволило использовать метод фиксации позитронной эмиссии Positron Emission particle tracking (РЕРТ) для исследования свойств потоков в пульпе и пене флотомашин (Д.Брэдшоу и Д.Паркер). Исследовано влияние скорости и ориентации частиц и установлены оптимальная траектория столкновений и минимально необходимая для прилипания скорость.

Экспериментальные исследования и теоретический анализ действия аполярных физически адсорбированных реагентов при флотации показали, что они в первую очередь влияют на кинетику образования флотокомплекса, ускоряя движение смачивающей плёнки и образование трёхфазного периметра раздела (С.А. Кондратьев и В.Е.Вигдергауз).

Новая экспериментальная установка, названная авторами «камерой для наблюдений сдвиговой силы» Shear Force Observation Chamber(SOC) создана в Финляндии

(Н.Шрейтхофер и К.Хесканен). Установка позволила исследовать динамику изменения межфазных свойств свежееобразованной поверхности на размеры пузырька. Устойчивость к деформациям границы раздела воздух/вода анализируется в присутствии различных пенообразователей, при этом обсуждается применимость полученных результатов для моделирования флотации.

Исследование расширения трёхфазного периметра контакта при адгезии пузырька диаметром менее 1 мм на гидрофобной твёрдой поверхности (З.Брабкова, Т.Вачова и П.Базарова) показало хорошее соответствие экспериментальных результатов записи процесса с помощью высокоскоростной цифровой камеры теоретически рассчитанному профилю пузырька.

Результаты анализа динамических явлений наблюдаемых при соударении всплывающего пузырька с последующим закреплением на гидрофобной поверхности (К.Малыса) показали, что критическое значение, определяя кинетику процесса, имеет шероховатость. Увеличение шероховатости пластинки привело к снижению времени образования трёхфазного периметра контакта на два порядка, со 105 до нескольких миллисекунд. Большая шероховатость приводит к дополнительному закреплению воздуха на поверхности и подтверждает его важность в механизме образования трёхфазного периметра контакта. Исследование действия пенообразователей на процесс (Д.Косиор, Ж.Завала, М.Красовска и К.Малыса) показало пролонгацию образования трёхфазного периметра контакта с увеличением концентрации реагентов, что подтверждает присутствие микро- и нано-пузырьков воздуха на поверхности тефлона различной шероховатости.

Исследование новым методом «sum frequency vibrational spectroscopy» (SFVS) молекулярного строения смачивающих плёнок на поверхности в зависимости от её гидрофобности показало, что на гидрофильной поверхности вода хорошо структурирована, а на гидрофобной поверхности водородные связи нарушены (Я.Миллер). Полученные результаты корреспондируют с данными атомно-силовой микроскопии и расчётами методом молекулярной динамики.

В целом, в связи с вовлечением в промышленную переработку тонковкрапленного и нетрадиционного минерального сырья, проблема флотации тонких частиц становится всё более актуальной. Проблема эта сложная и перспективными путями её решения являются создание условий аэрирования тонких частиц, т.е. образования микро и нанопузырьков на гидрофобизированных поверхностях, использование дальнедействующих гидрофобных взаимодействий и селективная флокуляция флотиремого материала.

*Список использованных источников*

Proceedings XXVI International Mineral Processing Congress, New Delhi, 2012, 6271 p.

**Т.А. Иванова, В.А. Чантурия, К.В. Федотов\***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва Россия; tivanova06@mail.ru

\* ТОМС, г. Иркутск, Россия

## **НОВЫЕ СПОСОБЫ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ<sup>1</sup>**

Эффективность реагентов при флотации благородных металлов обычно оценивают на концентратах и продуктах переработки руд. Такой метод исследования является дорогостоящим из-за высокой стоимости проведения анализов на содержание золота или платиновых металлов в полученных продуктах флотации. К тому же, он недостаточно информативен с точки зрения получения сведений о селективности реагентов.

Для изучения флотационных и сорбционных свойств новых реагентов в ИПКОН РАН впервые было предложено использовать природный измельченный минерал флотационной крупности с искусственно нанесенными на поверхность благородными металлами [Чантурия В.А., Иванова Т.А., Копорулина Е.В. // ФТПРПИ 2009, №2; Цветные металлы 2010, №7.]. Для искусственного нанесения золота или платины были разработаны методики, основанные на опыте ряда авторов [Таусон В.Л. и др. // Геология и геофизика. 2000, т.41, № 10].

Исследование проведено с использованием УФ спектроскопии (Shimadzu UV-1700), лазерной и растровой микроскопии (KEYENCE с VK- 9700 и LEO 1420VP с рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350).

Благородные металлы наносили на сульфидные минералы методом восстановительной адсорбции из растворов золото- или платинохлористоводородной кислоты ( $\text{H[AuCl}_4\text{]}$ ;  $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]\cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ).

Размеры островковых выделений золота или платины на частицах  $\text{FeS}_2$  или  $\text{FeS}$  регулировали, используя растворы различной концентрации и pH, а также изменяя время контакта минералов с раствором. Количество Au или Pt в готовом высушенном образце определяли с помощью атомно-адсорбционного анализа, либо УФ-спектрофотометрией по остаточной концентрации металла в растворе.

В настоящей работе показано, что замена  $\text{H}_2[\text{PtCl}_6]\cdot 6\text{H}_2\text{O}$  в методике нанесения на менее активный, полученный нами в ходе исследований гексахлорплатинат натрия  $\text{Na}_2[\text{PtCl}_6]$ , приводит к значительно меньшим изменениям поверхности и флотационных свойств природного пирротина, выполняющего роль минерала – носителя платины при искусственном обогащении его платиной.

Анализ результатов экспериментов показал, что минеральные частицы крупно-

---

<sup>1</sup> Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа акад. В.А. Чантурия» (НСШ- 220.2012.5)

стью более 0,1мм с искусственно нанесенными новообразованиями благородных металлов размерами более 5мкм особенно удобны для проведения микроскопических исследований и выявления адсорбции новых комплексообразующих собирателей. Более крупные зерна сульфидов могут быть использованы в качестве электрода с золотым либо платиновым покрытием для исследования влияния тестируемых собирателей на электрохимические свойства металла [Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Иванова Т.А. ВМРС 2013].

Сульфидные минералы являются носителями микро- и наночастиц благородных металлов. Известно, что новообразования Pt и Au активнее взаимодействуют с реагентами, вступая в реакции комплексообразования, чем более крупные зерна и включения (С.П. Губин и др. М. ИОНХ 2006).

В процессе проведенных исследований разработана методика модифицирования пирита наноразмерными частицами золота, имитирующая природный минерал, содержащий «невидимое» или субмикронное золото.

Среди прочих известных методов цитратный способ получения наноразмерных частиц (НРЧ) золота оказался наиболее приемлемым для выполнения наших задач. Коллоидные НРЧ золота были получены в виде золя золота при кипячении нейтрального водного раствора  $\text{HAuCl}_4$  в присутствии восстановителя – цитрата натрия ( $\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$ ).

Цитрат натрия служил одновременно восстановителем и стабилизатором коллоидных частиц Au, что предотвращало их агрегацию.

Измельченный пирит, предназначенный для флотационных и сорбционных исследований, перемешивали в полученном золе Au, промывали водой и высушивали на воздухе.

При проведении сорбционных и флотационных исследований на таком пирите проявился индукционный период составляющий 10 – 20 мин. Это вызвано образованием лигандной шубы цитрата, мешающей сорбции собирателя.

Стабилизирующие лиганды блокируют активные центры на поверхности частиц золота, препятствуя протеканию реакции комплексообразования с молекулами собирателя.

В настоящей работе проведено исследование условий получения золотых золей и, в частности, влияния концентрации цитрата и длительности реакции на дисперсионные характеристики наночастиц золота и индукционный период при флотации.

При получении золя концентрацию стабилизатора  $\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$  варьировали в интервале 7 – 0,7 мг/л. Для получения золя была выбрана минимально возможная концентрация – 0,7 мг/л. При перемешивании и кипячении раствора в условиях опыта наблюдалось с помощью УФ-спектрофотометрии формирование частиц Au **в растворе** со средним диаметром около 60 нм.

После перемешивания пирита в полученном золе **на поверхности** частиц с по-

мощью электронной зондовой микроскопии обнаружены частицы металлического золота со средним диаметром 60 – 100 нм. Остатки стабилизатора с поверхности пирита удалялись промыванием в дистиллированной воде, либо выдерживанием в воде перед флотационными исследованиями.

Полученный образец пирита характеризуется равномерностью распределения и относительной монодисперсностью новообразований золота. В связи с этим отмечалась лучшая воспроизводимость результатов флотации и при адсорбционных исследованиях, чем на пирите, обогащенном Au по методу восстановительной адсорбции.

По аналогичной методике с использованием платинохлористоводородной кислоты и стабилизатора  $\text{Na}_3\text{C}_6\text{H}_5\text{O}_7$  получены образцы пирротина с искусственно нанесенной в виде НРЧ платины.

На минеральных образцах с искусственно нанесенными НРЧ золота или платины были проведены сравнительные флотационные исследования трех новых комплексообразующих собирателей – эффективных сорбентов для извлечения благородных металлов из растворов (класса пергидро-1,3,5-дитиазинов).

В настоящее время разрабатываются методики оценки новых реагентов с использованием измельченных рудных продуктов флотации, искусственно обогащенных благородными металлами за счет введения в них тонкодисперсных порошков нерастворимых в воде устойчивых сульфидов золота (Au-S) и платины ( $\text{PtS}_2$ ), либо микрочастиц сульфидных минералов с заранее нанесенными на их поверхность НРЧ благородных металлов.

Таким образом, искусственное нанесение золота и платины на поверхность частиц сульфидных минералов разной крупности, а также применение новых методик нанесения, обеспечивающих разную дисперсность новообразований благородных металлов на их поверхности, позволяет проводить сравнительные исследования новых реагентов и оценивать их флотационные и адсорбционные свойства различными методами.

***Г.А. Мазманян, В.И. Брагин***

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия; mazmanyanga@mail.ru

## **ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА ИЗ ОСОБО УПОРНЫХ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ РУД**

В минерально-сырьевом комплексе России намечается тенденция роста дисбаланса между добычей и приростом балансовых запасов золотосодержащих руд. Практически исчерпаны запасы богатого легкообогатимого золотосодержащего минераль-

ного сырья.

Отечественная золотоизвлекательная промышленность постоянно вовлекает в переработку новые золоторудные месторождения. Во многих случаях руды этих месторождений относятся к категории упорных и особо упорных. По некоторым оценкам, доля этих руд составляет более 30% от всех запасов.

Упорность золота связана, чаще всего, с рассеянием его в сульфидных минералах и арсенопирите в изоморфной или дисперсной форме, затрудняющей доступ выщелачивающего раствора.

Вторая по распространенности причина упорности – наличие в руде значимых количеств углеродистого вещества, являющегося сорбентом золота, или иных природных сорбентов, которые могут сорбировать благородные металлы из цианистых растворов, увеличивая тем самым потери золота и серебра с хвостами технологического процесса. Эти два фактора могут проявляться одновременно (double refractory ores), что особо усложняет технологию переработки.

Последнее 20-30 лет наблюдается рост количества разведанных и вовлеченных в разработку месторождений упорного и особо упорного золота. В основном два фактора контролируют этот процесс в золотодобыче: открытие крупных и особо крупных месторождений с одной стороны, и промышленная отработка технологий окислительного обжига, автоклавного и бактериального окисления, ультратонкого измельчения, энергетического воздействия – с другой. К последним относятся различные методы обработки: ускоренными электронами, ультразвуком, мощными электромагнитными импульсами, а также сверхвысокочастотная и магнитно-импульсная обработки и другие.

Известные способы извлечения металла из особо упорного минерального сырья (автоклавное и бактериальное окисление, сверхтонкое измельчение), во многих случаях не обеспечивают удовлетворительных показателей. Это связано, прежде всего, с высокой стойкостью к окислению и сорбционной активностью углеродистой составляющей минерального сырья, что обуславливает большие потери металла.

Так, например, при цианировании упорных углеродистых руд и концентратов в ряде случаев в растворе вообще не обнаруживается даже следов золота, то есть образующиеся в результате взаимодействия с цианидом комплексные соединения золота полностью сорбируются углеродистой составляющей сырья. Использование пассиваторов сорбции типа керосина или аполярных жидкостей, несколько улучшают извлечение благородных металлов, но в целом ряде случаев также имеют низкие технологические показатели.

Высокое извлечение металла обеспечивает автоклавное окисление, в процессе которого окисляются практически все сульфиды, а также происходит разложение некоторых порообразующих минералов. Однако в условиях автоклавного окисления происходит активация углеродистого вещества.

Пассивация сорбционной активности углерода с помощью продуктов жизнедеятельности бактерий требует специальных ферментеров для выращивания бактерий, тонкого измельчения материала, строгого соблюдения температурных и химических режимов, большой продолжительности процесса. При наличии больших количеств мышьяка и сурьмы, бактериальное выщелачивание становится вообще невозможным вследствие отравления бактерий.

Попытки снизить сорбционную активность углеродсодержащего сырья путем термической обработки в вакууме не нашли практического применения из-за сложности аппаратного оформления, дороговизны процесса и низких технологических показателей.

В процессе окислительного обжига происходит трансформация плотных зерен сульфидов железа в пористые оксиды, что обеспечивает хороший доступ растворителя (цианида) к внутренним включениям золота. Окислительный обжиг решает сразу две проблемы: «уничтожение» углерода и вскрытие тонковкрапленного золота в сульфидах и позволяет повысить извлечение золота при последующем цианировании до 88–93%.

Сдерживающими началами обжига всегда считались его «неэкологичность» и необходимость создания сложных систем пыле- и газоочистки. Однако в последние годы данный процесс настолько усовершенствовался и модернизировался, что снова стал выходить на передовые позиции при переработке технологически упорных сульфидных и, особенно, углисто-сульфидных золотых руд. Этому, в частности, способствовали: создание и успешная эксплуатация высокоэффективных обжиговых печей с циркулирующим кипящим слоем (печи Лурджи); удачное решение проблем, связанных с очисткой и утилизацией обжиговых газов (например, получение товарных серу- и мышьяксодержащих продуктов).

На основании выше сказанного и практики работы большинства зарубежных предприятий, а также научно-исследовательских работ российских и зарубежных институтов, можно сказать, что для пассивации углистого вещества и подготовки вскрытия дисперсной вкрапленности золота в упорных золотосодержащих концентратах, (подвергаемые к цианированию), наиболее привлекательным решением является применение технологии окислительного обжига.

Рассмотрим одно из месторождений России, руда которого характеризуется как особо упорная золотосульфидная (повышенное содержание углеродистого вещества от 0,5 до 1,3%).

Содержание золота в сульфидных рудах в среднем составляет 11,5г/т, содержание серебра – 3,7г/т. Количество свободного золота редко превышает 5-6%. Сульфидные руды являются преобладающей разновидностью, концентрирующей основную долю запасов золота (до 88-90% запасов месторождения).

Среди сульфидов преобладают пирит (4,3%), арсенопирит (1,7%).

Пирит и арсенопирит образует агрегаты мелких и весьма мелких идиоморфных и кристалломорфных зерен размером 0,004-0,15мм.

Нерудная часть представлена кварцем (37,8%), серицитом и гидрослюдами (36%), полевым шпатом (5,5%), глинистыми минералами (5,0%), карбонатами (5,0%). Окисная составляющая представлена гидроокислами железа, скородитом, рутилом.

В течение 30-40 лет проводились исследования на базе этих руд – как сульфидных, так и окисленных (полуокисленных) отечественными и зарубежными научно-исследовательскими организациями. Так, например, изучался материал с содержанием золота 16г/т, представленный первичной сульфидной рудой с содержанием сульфидов более 7,5% (арсенопирит, пирит). В углисто-глинистых серицитовых сланцах присутствовало большое количество углистых веществ (0,9%).

Извлечение золота в процессе гравитационного обогащения составило – 55,3%. Флотация хвостов гравитационного обогащения позволила дополнительно извлечь золота – 36%. Предварительный обжиг полученного гравитационно-флотационного концентрата (выход составил – 39%, с содержанием золота 37,9г/т, при извлечении – 91,3%) перед цианированием позволил повысить извлечение золота до 91%. Полученные в результате переработки хвосты флотации по содержанию золота (выше 2г/т) не являются отвальными. Рассматривается цианирование этих хвостов.

Практически одновременно изучался материал, представленный окисленной золотосодержащей рудой с содержанием золота – 38г/т, сульфидов – 0,4%.

Тонкая вкрапленность золота не позволила применить гравитационные процессы.

Флотация также оказалась малоэффективна. Трехстадиальное цианирование позволило извлечь около 85% золота, при содержании золота в кеке цианирования – 4,3г/т.

Наиболее высокое извлечение золота (96%) получено при окислительном обжиге с последующим цианированием огарка (содержание золота в кеке – 1,4г/т).

Нами предлагается технологическая схема обогащения и гидрометаллургической переработки концентратов особо упорных золотосульфидных руд с получением лигатурного золота и мышьяксодержащего товарного продукта (рис. 1).

Технологическая схема состоит из рудоподготовительного комплекса, предназначенная для физико-механического вскрытия тонкодисперсного золота (около 88-92% класса -0,074мм); предварительного флотационного обогащения руды с выделением богатого флотоконцентрата (золота с сопутствующими минералами) из основного потока руды, с возможным выделением углеродистого промпродукта; окислительного обжига для пассивации сорбционной активности углерода («уничтожение» углерода и вскрытие тонковкрапленного золота в сульфидах); гидрометаллургический процесс сорбционного выщелачивания золота.

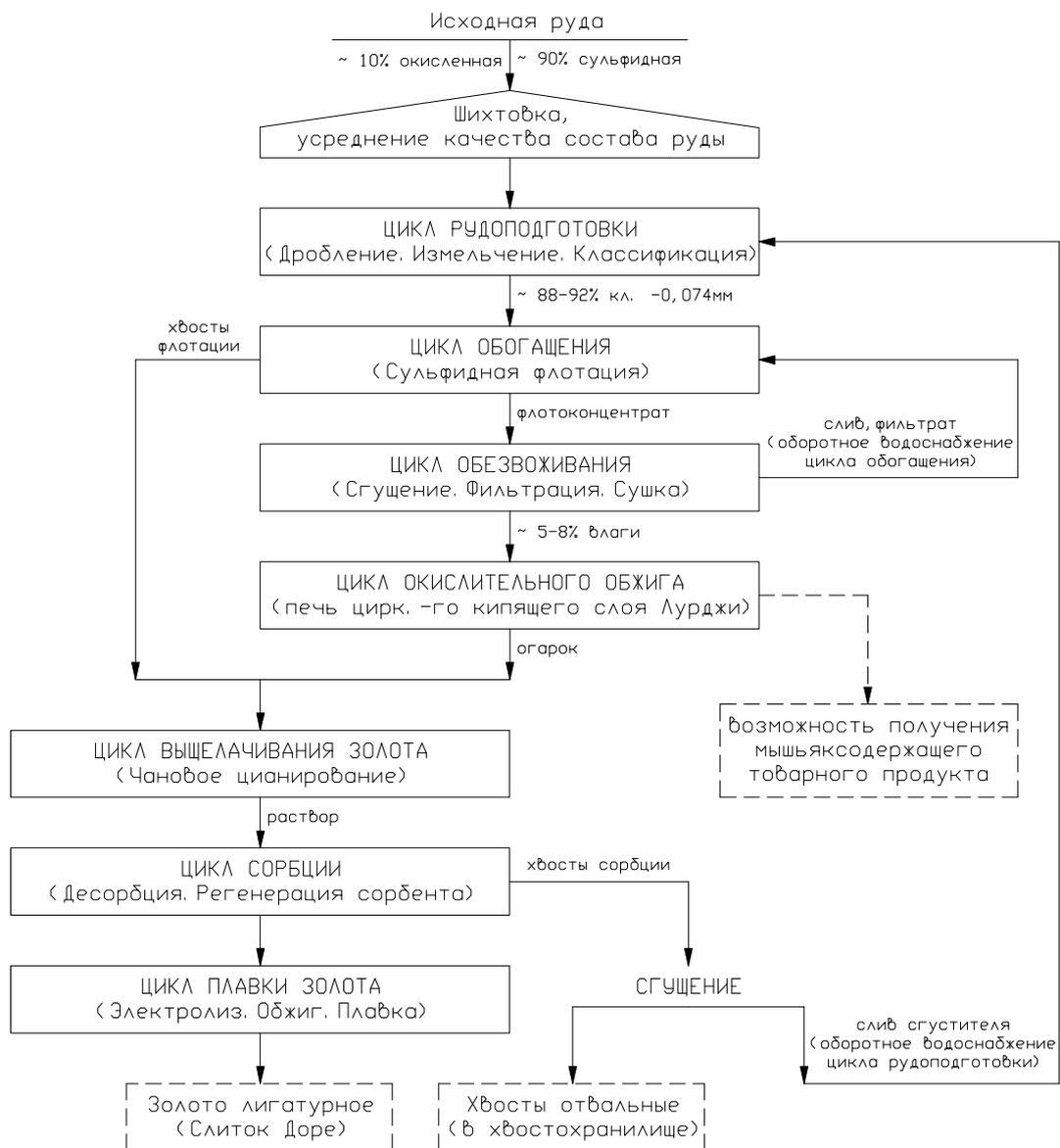


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема получения лигатурного золота из особо упорных золотосульфидных руд

Для практического подтверждения данной технологии на базе руд конкретного месторождения, запланированы технологические исследования с детальным технико-экономическим обоснованием. При этом будут учитываться эксплуатационные и капитальные затраты, запасы сырья, география района, наличие инфраструктуры и квалифицированных кадров, а также, планировочно-компоновочные решения по строительству.

Предполагается детальное исследование углеродистого вещества, для обоснования температурного режима и кинетики окисления.

**А.Ш. Гершенков, Г.А. Евдокимова<sup>1</sup>**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия,

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия; galina@iner.ksc.ru

## **ВЛИЯНИЕ БИОЛОГИЧЕСКОГО ФАКТОРА НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ КИАНИТА И ЕГО СОХРАННОСТЬ ВО ФЛОТАЦИОННЫХ ОТХОДАХ\***

При флотации чистых разностей основных минералов фосфорсодержащих руд было показано отрицательное влияние бактерий, присутствующих в оборотных водах, на флотиримость апатита [1,2]. Данные, полученные при работе с апатитсодержащими рудами Хибинских месторождений, подтвердили обнаруженное явление при использовании оборотных вод. Был сделан вывод о влиянии биологического фактора на флотацию апатита из фосфорсодержащих руд и в целом на флотацию несulfидных руд. Этот вывод следовало подтвердить при флотации других видов несulfидных руд, что было сделано на примере кианитовых руд.

Одним из доминирующих видов бактерий, присутствующих в оборотных водах, является *Pseudomonas plecoglossicida*. Поэтому при работе с кианитовыми рудами прослежено влияние этих бактерий на флотацию алюминийсодержащих минералов.

Известны прямые и косвенные механизмы воздействия микроорганизмов на минералы. Непосредственное воздействие их осуществляется при прямом контакте микробных клеток с поверхностью минерала. В этом случае деструкция минерала осуществляется под действием ферментов и микробных полисахаридных слизей. Карбоксильные и фенольные группы, входящие в их состав, разрушают кристаллические решетки минералов. Наиболее эффективно биогенная деструкция происходит под воздействием продуктов жизнедеятельности бактерий, в результате которой выделяются в среду химические реагенты. К ним относятся минеральные кислоты (азотная, серная), продуцируемые автотрофными нитрифицирующими бактериями и серобактериями, органические кислоты (лимонная, уксусная, щавелевая, янтарная, винная и др.), продуцируемых целым рядом гетеротрофных бактерий и микроскопических грибов.

Изучение биогенной деструкции минералов во многом связано с проблемой первичного почвообразования. Именно бактериям принадлежит важнейшая роль в деструкции минералов почвообразующих пород при отсутствии растительного покрова, т.е. в «догумусовый период».

Влияние бактерий на изменение флотационных свойств минералов и сохранность их в хвостохранилищах не исследовались. Изменение поверхностных свойств

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Программы фундаментальных исследований Отделения наук о Земле РАН № 5. Проект: «Микробный компонент отходов обогащения несulfидных руд и его воздействие на трансформацию минералов».

минералов, входящих в состав складированных отходов в хвостохранилищах, рассматривалось как результат образования поверхностных окисных пленок на минералах. Считалось, что достаточно дезинтеграции, чтобы выйти на приемлемые показатели обогащения.

Однако за период хранения отходов происходит сегрегация материала. Верхние слои представляют собой относительно крупный материал. Обогащался он легко из-за доизмельчения исходного материала до требуемой флотационной крупности. Однако нижние слои представляют собой мелкий продукт, по крупности готовый к флотации, тем ни менее характеризовался он плохой флотуемостью. По нашему мнению, затруднения в его переработке вызваны изменениями, происходящими на поверхности минералов.

Исследования, проведенные на апатите и нефелине ИК-спектроскопией, рентгеноструктурными и оптическими методами, показали изменения поверхности апатита и нефелина под воздействием продуктов жизнедеятельности бактерий *Pseudomonas plecoglossicida* [3]. Более детальные исследования были проведены при работе с кианитом.

Опыты по флотуемости кианита на оборотной воде выявили уменьшение выхода пенного продукта на 15-25% при увеличении численности бактерий с  $10^3$  до  $10^8$  кл/мл. Ухудшение флотуемости кианита вызвано с изменением поверхности минерала, его растворимостью под влиянием метаболитов бактерий. Изменение растворимости под воздействием этого фактора прослежено во временном интервале (табл.)

Таблица

Содержание окисей кремния и алюминия в растворах при контакте с *Pseudomonas plecoglossicida* в опыте с кианитом

Время контакта, сутки	Компоненты, мг/л			
	SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
	контроль	опыт	контроль	опыт
12	20,4	152,2	18,4	293,0
40	21,8	226,7	20,1	468,2

Как известно, бактерии *Pseudomonas plecoglossicida* являются активными кислотообразователями. В течение первых 12 сут они снизили pH среды с 6,6 до 3,6. Количество Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в растворах после 12 сут контакта с бактериями увеличилось в 16 раз по сравнению с контрольным вариантом без бактерий, количество SiO<sub>2</sub> – в 7 раз. Через 40 сут содержание этих компонентов возросло до 23 и 10 раз соответственно. Следует отметить, что в хвостохранилище время контакта минералов будет значительно выше и может исчисляться десятилетиями.

Однако не только увеличивается растворимость минералов под воздействием бактерий, но и изменяются их поверхностные свойства в результате образования труднора-

творимых комплексных соединений между органическими кислотами, продуцируемыми ими, и катионами кристаллической решетки. Как показали снятые ИК-спектры обработанного бактериями кианита, наиболее значимые изменения по сравнению с исходным спектром произошли в присутствии рассматриваемого вида бактерий. Они свидетельствуют об образовании на поверхности кианита оксалатов алюминия, что было подтверждено оптическими методами и рентгеноструктурным анализом. Исходя из полученных результатов, можно сделать вывод, что в хвостохранилище кианит под воздействием бактерий будет подвержен поверхностным изменениям, которые снизят его флотоактивность.

Для подтверждения этого вывода были поставлены следующие опыты. Кианит крупностью 30 - <100 мкм подвергался воздействию бактерий *Pseudomonas plecoglossicida* в течение 14 суток. Затем сушился на воздухе. После этого он флотировался сочетанием собирателей мыла сырого талового масла и полиалкилбензолсульфонатом. Для сравнения аналогичные опыты проводились с кианитом без предварительного воздействия на него бактерий. Результаты опытов свидетельствуют о значительном ухудшении флотуемости обработанного бактериями кианита. Падение флотуемости составляло от 15 до 40% в зависимости от концентрации собирателей (рис).

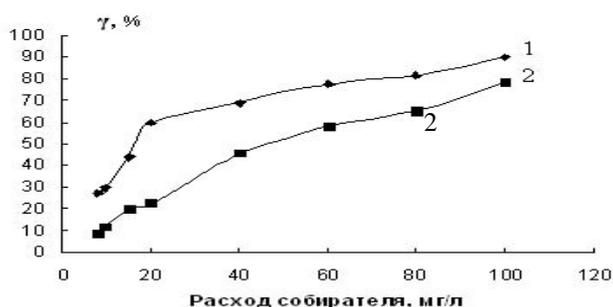


Рис. Выход кианита в процессе флотации на водопроводной воде (%)

1 –кианит, не обработанный бактериями; 2 –кианит, обработанный бактериями в течение 14 сут.

Следовательно, хранение отходов будет отрицательно влиять на последующую их переработку. На данной стадии исследований можно рекомендовать единственный путь их последующей переработки – обновление поверхности минералов, которое можно достигнуть доизмельчением хвостов, независимо от их крупности. Параллельно требуется искать альтернативное решение, заключающееся в ингибировании жизнедеятельности бактерий в оборотных флотационных водах.

#### Список использованных источников

1. Гершенкоп А.Ш., Евдокимова Г.А., Воронина Н.В., Креймер Л.Л. Влияние бактериального компонента оборотных вод на флотацию несulfидных руд на примере ОАО «Апатит» //Инженерная экология. 2005. №3. С.51-56.
2. Евдокимова Г.А, Гершенкоп А.Ш., Воронина Н.В. Микробиологические процессы в системе добычи и переработки апатит-нефелиновых руд с использованием оборотного водоснабжения. Изд. «Наука». 2008. 102 с.
3. Евдокимова Г.А., Гершенкоп А.Ш., Мозгова Н.П., Фокина Н.В. Биогенная деструкция алюминийсодержащих минералов, на примере нефелина и кианита //Цветные металлы. 2011. № 11. С. 13-16.

**Г.Р. Бочкарев, Г.И. Пушкарёва, К.А. Коваленко**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Россия; grboch@misd.ru

## **О СОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВАХ МАРГАНЦЕВЫХ РУД СЕЛЕЗЕНЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ\***

В работах<sup>1,2</sup> показано, что марганцевые руды различного генезиса проявляют окислительные и сорбционные свойства по отношению к ионам тяжелых металлов и соединениям мышьяка и могут быть использованы для очистки природных и сточных вод. Отмечено, что сорбционные характеристики значительно выше у руд прошедших предварительную обработку (прокаливание при  $t = 600^{\circ}\text{C}$  или магнитную сепарацию). С целью расширения сырьевой базы природных сорбентов и комплексного использования минерального сырья настоящая работа посвящена изучению сорбционных свойств окисленных марганцевых руд Селезеньского месторождения. Месторождение, находится на границе Кемеровской области и Республики Алтай, в 55 км от Таштагола и 190 км от Новокузнецка.

Для исследований исходную руду измельчали до крупности  $-3+0.5$  мм на щековой дробилке и отмывали от песчано-глинистой фракции, доизмельчение до  $-50+10$  мкм проводили на центробежном истирателе. С целью увеличения в руде содержания марганца использовали магнитную сепарацию. В результате магнитной сепарации концентрация марганца увеличилась с 21.25 до 26.71%. Методом рентгеноструктурного анализа установлено, что в руде преобладает криптомелан и гетит.

Изучение окислительных и сорбционных свойств образцов руды проводили на модельных растворах, приготовленных на водопроводной воде, содержащих соединения мышьяка в форме арсенитов ( $\text{As}^{+3}$ ) с концентрацией 0.1-1 мг/л. Эксперименты проводили в статических условиях по стандартной методике. Методом переменных концентраций построены изотермы сорбции  $\text{As}^{+3}$  на природной и обогащенной руде. Поскольку содержание марганца в руде Селезеньского месторождения после магнитной сепарации увеличилось незначительно, то заметного изменения сорбционных свойств не отмечено, максимальная сорбционная емкость в данных условиях эксперимента составляет для образцов обеих руд – 0.64 мг/г. Все дальнейшие исследования

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 13-05-00319, № 12-05-31354).

<sup>1</sup> Пушкарёва Г. И., Скитер Н. А. Возможность использования марганцевых руд при водоподготовке // ФТПРПИ. – 2002. – № 6. – С. 103 – 107.

<sup>2</sup> Бочкарев Г.Р., Пушкарёва Г.И., Коваленко К.А. Новые аспекты использования марганцевых руд / Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья. Материалы Международного совещания «Плаксинские чтения-2012», г. Петрозаводск, 10-14 сентября 2012 г. – Петрозаводск: Карельский научный центр РАН, 2012. – С. 247 – 249.

проводились на природной руде.

Установлено, что влияние рН среды на сорбционные свойства руды по отношению к мышьяку выражено слабо. Следует отметить, что при значении рН < 5 в фильтратах появляется марганец в концентрациях выше санитарных норм, поэтому для предотвращения вторичного загрязнения водных растворов рН должно быть > 5. Анализ кинетических кривых показал, что сорбционное равновесие устанавливается за 10-30 минут. Степень извлечения As увеличивается с ростом расхода руды. Полное извлечение арсенидов (100%) из растворов с концентрацией ~ 0.2 мг/л достигается при расходе сорбента 1 г/л. Изучено влияния некоторых катионов металлов на степень извлечения As марганцевой рудой. В отдельные порции модельного раствора, содержащего арсениды, добавляли 1.9 мг/л меди, 2.2 мг/л цинка или 0.5 мг/л марганца. Исследования показали, что присутствие данных металлов в водных растворах не оказывает заметного влияния на эффективность извлечения As рудой. Следует отметить, что одновременно с As извлекаются медь (96%), цинк (66%) и марганец (67%).

Полученные данные свидетельствуют о перспективности использования марганцевых руд Селезеньского месторождения в процессах очистки водных сред от соединений As<sup>+3</sup> и ионов тяжелых металлов и должны служить предметом дальнейших исследований.

***И.Г. Зимбовский, Т.А., Иванова, Е.Л. Чантурия<sup>1</sup>, Федотов К.В.<sup>2</sup>***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва Россия; tivanova06@mail.ru

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет, г. Москва, Россия

<sup>2</sup> ТОМС, г. Иркутск, Россия

### **О МЕХАНИЗМЕ ДЕЙСТВИЯ 1-ФЕНИЛ-2,3-ДИМЕТИЛ-АМИНОПИРАЗОЛОНА-5 В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ ХАЛЬКОПИРИТА И АКТИВИРОВАННОГО ИОНАМИ МЕДИ СФАЛЕРИТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД\***

Ранее проведенными исследованиями выявлена возможность селективного разделения сфалерита и пирита в присутствии реагента АМД. Установлено, что реагент обладает комплексообразующими свойствами по отношению к цинку.

Показано, что при добавлении к АМД регулятора комплексообразования роданида аммония извлечение сфалерита может достигать 80-90% при извлечении пирита 4-5%.

Также установлено, что при флотации сфалерита с АМД введение ионов меди

---

\* Работа выполнена при поддержке гранта Президента РФ «Научная школа акад. В.А. Чантурия» НШ - 220.2012.5

почти на 50% способно повысить его извлечение [1, 2].

Реагент АМД – производное пиразолона-5, используется как аналитический реагент, в химии красителей, а также как компонент лекарственных препаратов [3], обладает комплексообразующими свойствами по отношению к меди [4].

Целью настоящей работы являлось изучение реагента АМД как собирателя при флотации минералов меди и активированного ионами меди сфалерита.

Работа выполнена с использованием УФ и ИК-Фурье спектроскопии (Shimadzu UV-1700 и Ифралом FT-8), лазерной и растровой микроскопии (KEYENCE с VK- 9700 и LEO 1420VP, с рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350).

Изучение проводилось на выделенном соединении  $\text{CuCl}_2\text{C}_{13}\text{H}_{17}\text{ON}_3$  при взаимодействии 1-фенил-2,3-диметил-4-диметил-аминопиразола-5 с хлоридом меди в водных растворах при соотношении хлорида меди к амидопирину 1:1.

Получены УФ- спектры этого соединения и показана возможность его образования в условиях флотации.

В исследованиях применяли водные растворы белого кристаллического 1-фенил-2,3-диметил 4-диметиламинопиразолона-5 (реагента АМД),  $\text{C}_{13}\text{H}_{17}\text{N}_3\text{O}$ , М.в. 231 и сульфат меди. Материал для флотационных и сорбционных исследований был представлен мономинеральными фракциями халькопирита и сфалерита месторождений Южного Урала, крупностью  $-0,08+0,045$  мм.

Изучением сорбционной активности АМД по отношению к халькопириту в интервале концентраций реагента (5-60 мг/л) установлено снижение его концентрации в водной фазе суспензии на 3,3-23,51% во всем исследованном интервале рН (7-11,5) при перемешивании с минералом в течение 5 мин.

Флотационными опытами установлена собирательная активность АМД по отношению к халькопириту. В диапазоне рН 8-10, извлечение «чистого» минерала составляет 85-92%, что на 1-5% ниже извлечения в сравнении с эталонной флотацией бутиловым ксантогенатом (БКК).

При флотации медно – цинковой руды Тарньерского месторождения установлено, что введение АМД в дополнение к БКК повышает извлечение халькопирита на 4-5%.

В цинковом цикле флотации добавление АМД к БКК позволяет повысить извлечение цинка.

При проведении укрупненных лабораторных исследований удалось получить медный концентрат с содержанием  $\text{Cu}$  17,03%, что на 4,8% выше в сравнении с концентратом, полученным в реагентном режиме фабрики.

В цинковом цикле флотации без использования медного купороса при соотношении АМД : БКК = 5:1 в сочетании с роданидом аммония удалось значительно повысить извлечение цинка от операции.

Таким образом, реагент АМД является эффективным собирателем, как для сфалерита, так и для халькопирита.

Механизм селективного действия реагента АМД по отношению к халькопириту и активированному ионами меди сфалериту заключается в способности этого соединения к образованию устойчивого гидрофобного комплексного соединения с медью на поверхности указанных минералов.

*Список использованных источников*

1. Е.Л. Чантурия, Т.А. Иванова, И.Г. Зимбовский. О повышении селективности флотации сульфидов колчеданных руд. ФТПРПИ, 2013, № 1, С. 146-152.
2. В.А. Чантурия, Т.А. Иванова, Е.Л. Чантурия, И.Г. Зимбовский. Механизм селективного действия 1-фенил-2,3-диметил-4-аминопиразолона-5 в процессе флотационного разделения сфалерита и пирита. Цветные металлы, 2013, № 1, С. 25-29.
3. В.Ф. Крамаренко. Токсикологическая химия. — Киев : Высшая школа, 1989. — С.230-231.
4. А.И. Бусев, В.К. Акимов, С.И. Гусев. Производные пиразолона как аналитические реагенты. Успехи химии, 1965, Т. XXXIV, вып. 3, С. 565-583.

***Т.Н. Александрова, А.А. Бобракова***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный» г. Санкт-Петербург, Россия; [opiori@bk.ru](mailto:opiori@bk.ru), [antonina.bobrakova@yandex.ru](mailto:antonina.bobrakova@yandex.ru)

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СИНЕРГЕТИЧЕСКИГО ЭФФЕКТА  
СУЛЬФИДРИЛЬНЫХ И АПОЛЯРНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА  
ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФЛОТАЦИИ МОЛИБДЕНИТА**

На данный момент в России разрабатывается 2 молибденовых месторождения, несмотря на то, что 29 признано балансовыми [Карнаухов С.Н., Плясовица С.С., Вилкова Н.В. Технология переработки молибденосодержащих руд. – Цветные металлы №8/9, 2011 – стр. 55-61; Государственный доклад. «Состояние и использование минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2010 году». – М., 2011 – стр. 213-220]. Ввод любого месторождения полезных ископаемых в эксплуатацию – долгий и сложный процесс. Прежде всего необходимо разработать экономически целесообразную технологическую схему для переработки той или иной руды.

Южно-Шамейское месторождение, выявленное в 1967 году, располагается в Свердловской области в 1-1,5 км от пос. им. Малышева, где находится обогатительная фабрика Малышевского Рудоуправления, выпускающая два кондиционных концентрата: полевошпатовый и слюдяной. Месторождение относится к штокверковому геолого-промышленному типу. Эксплуатационные запасы молибденовых руд составляют 18934 тыс. тонн при бортовом содержании 0,05% молибдена. [ТОО «ПильКо». Техничко-экономический доклад целесообразности детальной разведки Южно-Шамейского молибденового месторождения с разработкой временных кондиций. – Екатеринбург, 1993 г.]

Основной рудный минерал – молибденит (в исследуемой пробе содержание Мо

0,060%), чаще всего находится в сростках с пиритом (рис. 1), кварцем. При помоле в 65% класса -71 мкм молибденит раскрыт практически полностью.

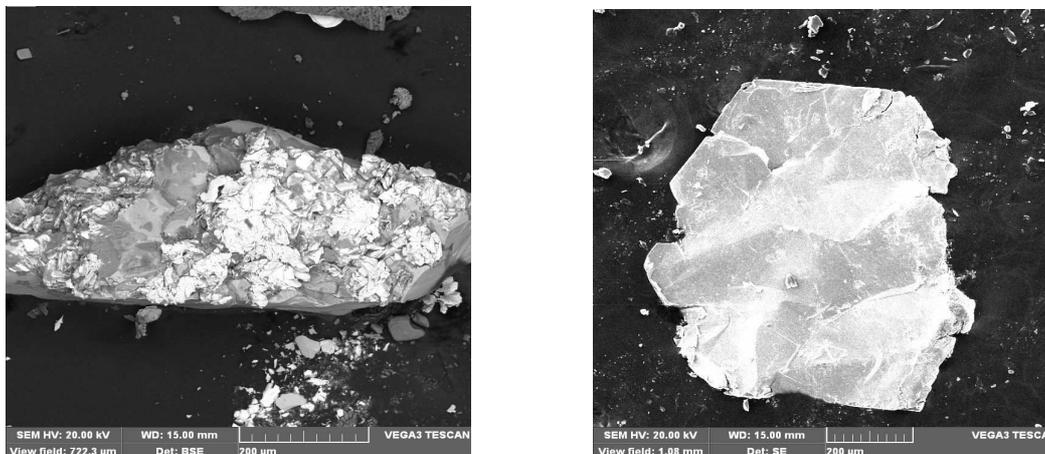


Рис. 1. Сросток молибденита (белый) с пиритом (серый) и зерно молибденита в исходной пробе

Флотационные опыты проводились на пробе гранито-сланцевого типа, представленной темно-зелеными сланцами эпидот-альбит-флогопитового состава и лейкократовыми кварц-полевошпатовыми гранитами.

Основной задачей являлось формирование реагентного режима сульфидной флотации с использованием различных собирателей и их сочетаний. Известно, что основными собирателями сульфидных минералов являются сульфгидрильные коллекторы (ксантогенаты), для молибденита – аполярные масла, такие как дизельное топливо, керосин, веретенное масло и продукты нефтепереработки.

В ходе эксперимента выявлено, что применение одного собирателя (сульфгидрильного или аполярного) не дает положительных результатов. Вследствие чего, принято решение совместного использования бутилового ксантогената и дизельного топлива. При различных соотношениях, после обработки полученных данных в программе Statistica (6.0), была получена следующая зависимость (рис. 2).

Из графика поверхности можно сделать заключение, что необходимо совместное использование бутилового ксантогената и дизельного топлива в соотношении 40 г/т и 70 г/т соответственно. Дальнейшее увеличение расходов собирателей на процесс существенно не влияет.

Из ряда смесевых сульфгидрильных собирателей, предложенных фирмой Cytec, испытывались следующие коллекторы: Aero MX 3601, Aero MX 5140 и Aero MX 5141 при расходе 30 г/т.

Получены идентичные показатели по извлечению молибденита в пенный продукт, однако данные реагенты уступают по ценовой категории. Далее данные коллекторы не рассматривались.

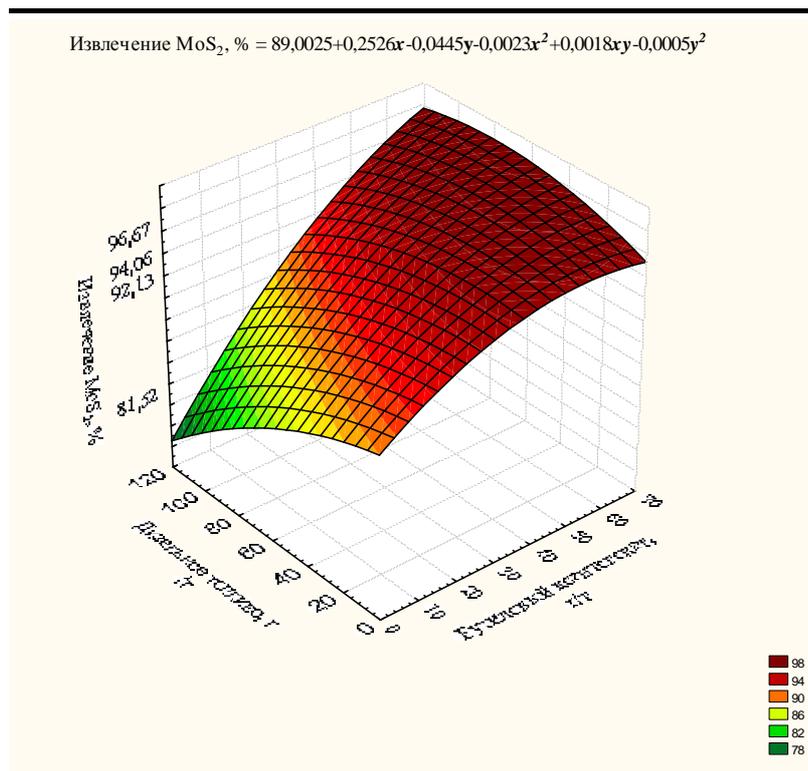


Рис. 2. Зависимость извлечения молибденита от сочетаний расходов собирателей

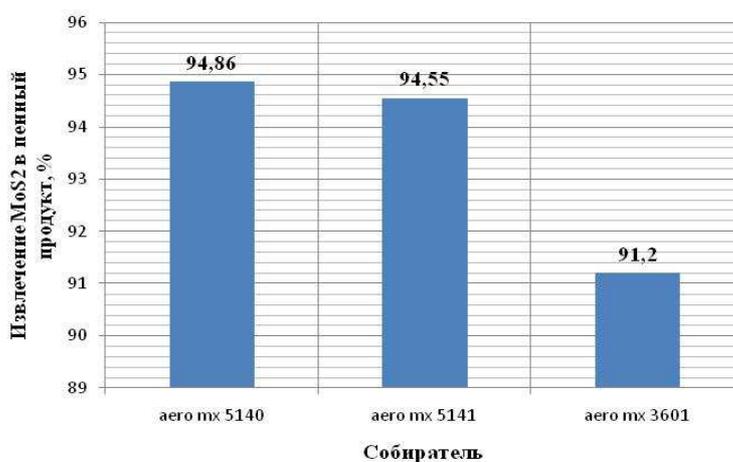


Рис. 3. Результаты открытых опытов с использованием реагентов Cytec

В целом, по работе можно сделать следующие выводы:

1. Химический и минералогический анализы показали промышленные содержания молибденита (0,06%). Размер зерен молибденита находится в диапазоне 70-150 мкм;
2. С технологической и экономической точек зрения, технология извлечения молибденита осуществима с использованием сочетания бутилового ксантогената и дизельного топлива.

***В.В. Гетман, Т.В. Недосекина, А.О. Гапчич, К.В. Федотов<sup>1</sup>***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва, Россия; getman\_vv@ipkonran.ru

<sup>1</sup> ТОМС, г. Иркутск, Россия

## **ВЛИЯНИЕ НОВЫХ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ, СЕЛЕКТИВНЫХ К БЛАГОРОДНЫМ МЕТАЛЛАМ, НА ГИДРОФОБНЫЕ СВОЙСТВА СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ\***

Основными источниками извлечения благородных металлов (золота и платины) являются в основном руды цветных металлов (медные, медно-никелевые, медно-пиритные медно-цинковые и др.), где благородные металлы (БМ) проходят по всему циклу переработки и извлекаются в медный, никелевый и пирротинный концентраты как попутные металлы, и как следствие, часть БМ теряется с хвостами перераспределительных операций. Поэтому на стадии основной флотации стараются получать сразу богатые по содержанию благородных металлов концентраты [Ю.А. Котляр и др. *Металлургия благородных металлов*. М.: «Руда и металлы», 2005].

Для повышения извлечения БМ в процессе флотационного обогащения сульфидных руд необходимо изыскание новых реагентов, селективно взаимодействующих как с цветными металлами, так и с ионами благородных металлов. В настоящее время для этого используют сильный, но малоселективный собиратель – ксантогенат.

Ранее проведенные исследования позволили определить, что реагент ДИФ по своим флотационным свойствам в отношении халькопирита, который является основным минералом меди в сульфидных медных рудах, не уступает ксантогенату. При этом реагент обладает селективными свойствами по отношению к благородным металлам - золоту и платине, что делает перспективным его использование при флотации золото- и платино-содержащих руд [Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Гетман В.В., Гапчич А.О. Новые реагенты для извлечения благородных металлов из труднообогатимых руд и продуктов. // *ФТПРПИ*. - 2010. № 1. С. 78.]. Реагент МТХ также обладает хорошими собирательными свойствами к золоту по сравнению с ксантогенатом в слабощелочных и нейтральных средах.

Реагенты, которые используют в качестве собирателей при флотации, оказывают влияние на смачиваемость минерала водой. Оценивая смачиваемость по величине усилия необходимого для отрыва пузырька воздуха от минеральной поверхности можно количественно оценить и флотационную активность каждого реагента по отношению к данному минералу.

---

\* Исследование выполнено при финансовой поддержке гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки кандидатов наук (Конкурс - МК-2013) и при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 13-05-00675а.

Для получения новых научных данных о взаимодействии новых реагентов-собирателей с сульфидными минералами, входящими в состав руд, содержащих БМ, были проведены исследования гидрофобных свойств сульфидных минералов: халькопирита, пирита и пирротина в присутствии реагентов-собирателей (ДИФ и МТХ). Полученные данные сравнивали с исследованиями, проведенными с основным собирателем сульфидных минералов – ксантогенатом.

Известно, что разница в адсорбции собирателя при разном значении рН настолько велика, что можно регулированием значений рН и концентрации собирателя разделять сульфидные минералы [С.И. Митрофанов. Селективная флотация. М.: “Недра”. 1967.]. Чтобы оценить условия, при которых реагент-собиратель в большей или меньшей степени способствует гидрофобизации поверхности минерала, необходимо было провести серию опытов при разных значениях рН. Первоначально исследования проводили в дистиллированной воде, или на воде, рН которой создавали NaOH, и равнялся в одной серии 8,5, а в другой – 10,5.

Сила отрыва пузырька воздуха от поверхности *халькопирита* в дистиллированной воде, при рН 8,5 и 10,5 без добавления реагентов составила 13,5; 12 и  $13 \cdot 10^{-5}$  Н, соответственно. По мере нахождения халькопирита в растворе сила отрыва от ее поверхности не менялась. Поверхность *пирита* при всех значениях рН сильногидрофильна: сила отрыва пузырька воздуха от поверхности пирита без добавления реагента составила 0 Н. Сила отрыва пузырька воздуха от поверхности *пирротина* в дистиллированной воде, при рН 8,5 и 10,5 без добавления реагентов составила 21,5; 10 и  $8,5 \cdot 10^{-5}$  Н, соответственно, т.е. в нейтральной среде поверхность пирротина достаточно гидрофобна. По мере нахождения минерала в растворе сила отрыва от его поверхности не менялась.

В нейтральной среде после добавления реагентов (Кх, ДИФ и МТХ) существенных изменений гидрофобности поверхности *халькопирита* и *пирротина* отмечено не было. Поверхность *пирита* после добавления реагентов в нейтральной среде сразу становится гидрофобной, сила отрыва пузырька воздуха от поверхности пирита в присутствии Кх, ДИФ и МТХ повысилась на 19, 18 и  $15 \cdot 10^{-5}$  Н, соответственно.

При рН 8,5 в присутствии реагентов Кх, ДИФ и МТХ происходит заметное увеличение силы отрыва пузырька воздуха от поверхности *халькопирита* на 11,3; 12,3 и  $8 \cdot 10^{-5}$  Н, соответственно. Наибольшее повышение происходит в присутствии реагента ДИФ. В то же время реагенты ДИФ и МТХ не оказывают влияния на гидрофобные свойства *пирита*, сила отрыва пузырька воздуха от его поверхности равна 0 Н. Заметное повышение гидрофобности *пирита* происходит в присутствии Кх, сила отрыва повышается на  $18,2 \cdot 10^{-5}$  Н. На поверхности *пирротина* при рН-8,5 сила отрыва пузырька воздуха практически не меняется (рис. 1).

При рН 10,5 также происходит увеличение силы отрыва пузырька воздуха от поверхности *халькопирита* в присутствии реагентов Кх, ДИФ и МТХ, но в меньшей

степени. На пирите, также как и при pH-8,5 в присутствии реагентов ДИФ и МТХ сила отрыва пузырька воздуха от его поверхности равна 0 Н. Однако в присутствии Кх происходит повышение силы отрыва на  $15,5 \cdot 10^{-5}$  Н. На *пирротине* при pH 10,5 в присутствии Кх и ДИФ не происходят заметных изменений гидрофобности поверхности, как и при pH 8,5, однако в присутствии МТХ наблюдается повышение силы отрыва пузырька воздуха от поверхности пирротина на  $9 \cdot 10^{-5}$  Н.

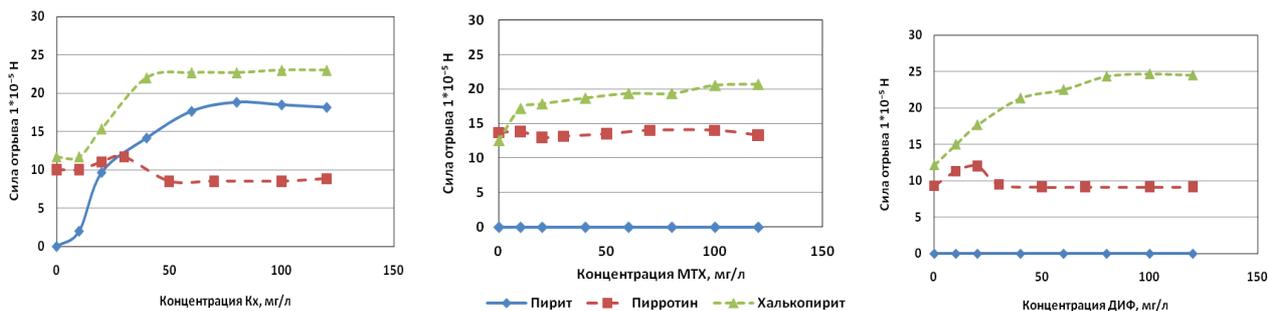


Рис. 1. Изменение силы отрыва пузырька воздуха от поверхности сульфидных минералов в присутствии реагентов (Кх, ДИФ и МТХ) при pH-8,5

Методами оптической, электронной микроскопии и рентгеновского микроанализа были исследованы морфология, размеры и элементный состав поверхности минералов (образец халькопирита, пирита и пирротина) до и после обработки их реагентом ДИФ.

После обработки реагентом ДИФ на поверхности халькопирита обнаружены новые образования в виде иголок (рис. 2). После снятия спектра данного участка обнаружен пик фосфора, что указывает на наличие реагента ДИФ на поверхности халькопирита. В то время как на снимке и спектре пирита и пирротина после обработки их реагентом ДИФ, данных изменений обнаружено не было, т.е. реагент не закрепился на поверхности сульфидов железа.

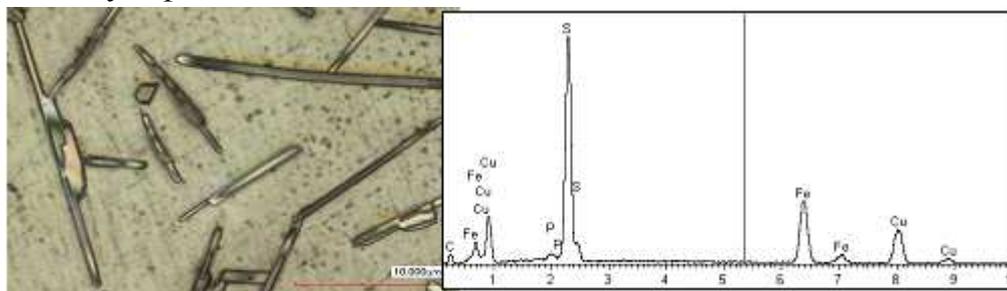


Рис. 2. Изображение поверхности и спектр халькопирита после обработки реагентом ДИФ

В ходе исследований выявлено, что ксантогенат способствует повышению гидрофобности всех сульфидов, как в нейтральной среде, так и в щелочной, что делает неэффективным использование его при разделении медных минералов от сульфидов

железа. Реагент МТХ способствует повышению гидрофобности поверхности халькопирита, но в тоже время он обладает сильными гидрофобизирующими свойствами по отношению к пирротину в сильнощелочной среде, поэтому использование данного реагента при разделении сульфидов в сильнощелочной среде не представляется возможным. Реагент ДИФ взаимодействует с поверхностью халькопирита, обладает сильными гидрофобизирующими свойствами по отношению к данному минералу и в то же время он неселективен к сульфидам железа, что делает перспективным его применение в цикле селективной флотации сульфидов.

*А.А. Лавриненко, Л.М. Саркисова, Н.И. Глухова, И.В. Кунилова*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва Россия; lavrin\_a@mail.ru

### **О ВЗАИМОДЕЙСТВИИ БУТИЛОВОГО КСАНТОГЕНАТА И АЕРОРНИНЕ 3418А С ПИРРОТИНОМ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНОГО ПЛАТИНО-МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО СЫРЬЯ**

Пирротин - один из наиболее распространенных сульфидов железа, который в процессе флотации, как правило, выделяется в хвосты. Однако при переработке платиносодержащих медно-никелевых руд потери пирротина приводят к потерям ассоциированных с ним элементов платиновой группы (ЭПГ).

Учитывая актуальность повышения извлечения ЭПГ из минерального сырья, флотация пирротина из медно-никелевых руд и отходов их обогащения привлекает все большее внимание (J.D. Miller, J. Li, J.C. Davidtz, F. Vos., 2005; S.A. Allison, C.T. O'Connor, 2011). В некоторых случаях, например, при использовании отвальных хвостов обогащения медно-никелевых руд, состоящих в основном из минералов породы, для закладки выработанного пространства, пирротин является вредной примесью, снижающей прочность закладочного материала, и его необходимо предварительно удалять.

Ранее было установлено, что основной сульфидный минерал отвальных хвостов обогащения медно-никелевых руд - пирротин, с которым ассоциированы металлы платиновой группы, на 94% извлекается в коллективный сульфидный концентрат при дробной подаче бутилового ксантогената и его общем расходе 300 г/т (Глухова Н.И., Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., 2011). При этом в концентрат переходит до 60% палладия. Однако платина, основные потери которой связаны с тонкими частицами собственных минеральных форм, плохо извлекается в сульфидный концентрат.

Применение дополнительного собирателя - Aerophine 3418А компании Cytec, содержащего более 95% диизобутилдитиофосфината натрия (ДИФ), позволило повысить не только извлечение платины, но и пирротина.

Влияние ДИФ, а также его сочетания с бутиловым ксантогенатом на флотацию пирротина мало изучено. Имеются данные, подтверждающие, что ДИФ не препятствует закреплению бутилового ксантогената на пирротине (Гетман В.В., 2010).

Цель данной работы заключалась в изучении взаимодействия Aerophine 3418A с пирротинном в условиях флотации МПГ из медно-никелевого сырья.

Действие Aerophine 3418A и бутилового ксантогената при флотации пирротина изучалось на образце пирротина Дальнегорского месторождения.

По данным рентгенофазового анализа<sup>1</sup> образец представлен смесью гексагональной (55%) и двумя разновидностями моноклинной ( $Fe_6S_7$  и  $Fe_7S_8$ ) фаз и содержит примеси минералов пустой породы (до 3%). Согласно данным рентгенофлуоресцентной спектроскопии<sup>2</sup> образец имеет следующий химический состав, %: Fe -54,36; S - 44,96; Si - 0,0913; Mg - 0,1; Ni - 0,078; Ca - 0,069; Na - 0,6; K - 0,058; Al - 0,0363; Pb - 0,0208; Cl - 0,0186; Cu - 0,0129; Ti - 0,0016.

Исследования по флотации пирротина бутиловым ксантогенатом и реагентом Aerophine 3418A в известковой среде (рН 7,0-7,5) показали большую эффективность последнего. В случае применения Aerophine 3418A отмечалось увеличение объема пены. Комбинация собирателей при соотношении 1:1 обеспечивала почти такую же величину извлечения, как в случае применения одного Aerophine 3418A, что свидетельствует об отсутствии синергетического эффекта.

Адсорбция ДИФ и бутилового ксантогената при отдельном и совместном применении и первоочередной подаче Aerophine 3418A изучалась с помощью УФ-спектрофотометрии по остаточной концентрации. Установлено, что ДИФ адсорбируется на поверхности пирротина в значительно меньшем количестве по сравнению с бутиловым ксантогенатом и немного снижает адсорбцию последнего при первоочередной подаче.

Для выявления характера закрепления собирателей на минерале исследовали влияние Aerophine 3418A и бутилового ксантогената на электрокинетический потенциал пирротина в известковой среде (рН 8,3) методом электрофореза.

Повышение отрицательного значения электрокинетического потенциала в присутствии обоих реагентов позволяет предположить, что анионы собирателей адсорбируются химически на отрицательно заряженной поверхности пирротина при данном рН. Более существенное снижение потенциала пирротина в присутствии ксантогената по сравнению с Aerophine 3418A свидетельствует о более сильном химическом взаимодействии его с пирротинном. Небольшое снижение потенциала в присутствии Aerophine 3418A позволяет предположить слабое взаимодействие его с пирротинном в

---

<sup>1</sup> Рентгенофазовый анализ пирротина был выполнен н.с. В.Я. Кузнецовым (ИХТРЭМС КНЦ РАН) и Е.А. Корневой (ИППЭС КНЦ РАН).

<sup>2</sup> Анализ выполнен мл.научн сотр. Центра изучения природного вещества при комплексном освоении недр ИПКОН РАН Новиковой Н.Г.

слабощелочной среде.

Аналогичные результаты получены при изучении взаимодействия ДИФ с другим сульфидом железа – пиритом (E.T. Pecina-Treviño, A.Uribe-Salas, F. Nava-Alonso, R. Pe´rez-Garibay 2003). Слабое взаимодействие ДИФ с пиритом в щелочной среде аргументировалось низким сродством ДИФ к гидроксидам Fe(II) и Fe(III), присутствующим на его поверхности.

Согласно данным Piantatadosi and Smart (2002), при адсорбции ДИФ на поверхности пирита образуется соединение Fe-ДИФ, идентифицированное методом TOF-SIMS. Химическая природа адсорбции ДИФ на пирите подтверждается также результатами циклической вольтамперометрии и ИК-Фурье спектроскопии диффузного отражения, приведенными в работе С. Niçyılmaz, N. E. Altun, Z. Ekmekçi, G. Gökağaç (2006).

Наличие химического взаимодействия ДИФ с поверхностью исследуемого образца пирротина подтверждено методом ИК-Фурье спектроскопии МНПВО.

После контакта пирротина с  $10^{-3}$ М раствором ДИФ в известковой слабощелочной среде обнаружено смещение максимумов характеристических частот колебаний связей P=S ( $680, 669 \text{ см}^{-1}$ ) и P-S ( $590, 560, 525,5 \text{ см}^{-1}$ ), принадлежащих ДИФ, в сторону низких частот на  $10 \text{ см}^{-1}$  для связи P=S и на  $2-5 \text{ см}^{-1}$  для связи P-S (рис. а,в), что, согласно данным О.И.Ибрагимовой (2010), соответствует образованию бидентатно-циклической координации лигандов к металлу посредством обоих атомов серы. Образование дополнительных связей с максимумами в области частот  $610$  и  $575 \text{ см}^{-1}$  свидетельствует, возможно, об образовании связей иона железа(III) с серой реагента (рис. б,в).

Смещение полосы связи S-S пирротина в области  $497 \text{ см}^{-1}$  к меньшей частоте  $485 \text{ см}^{-1}$  указывает на перестройку связей серы в поверхностном слое пирротина с увеличением прочности связи и, согласно данным С.В. Усовой (1984), на образование дисульфида; при этом установлено образование новой связи, характеризующейся двойным максимумом  $496,6$  и  $500 \text{ см}^{-1}$  (рис).

Результаты более успешной флотация пирротина в слабощелочной среде реагентом Aerophine 3418А по сравнению с бутиловым ксантогенатом могут быть обусловлены не прочностью его химического взаимодействия с минералом, а факторами, изменяющими физико-химическое состояние поверхности, которые определяют кинетику процесса и прочность закрепления минеральных зерен на пузырьках воздуха. К таким факторам относятся, в частности, длина и строение углеводородного радикала собирателя.

Измерение силы отрыва пузырька воздуха от поверхности пирротина в присутствии ДИФ показало существенное повышение её величины по сравнению с бутиловым ксантогенатом. Можно предположить, что, адсорбируясь на поверхности пирротина, ДИФ придает ей бóльшую, по сравнению с бутиловым ксантогенатом, гидрофобность, вследствие наличия в молекуле ДИФ двух углеводородных радикалов изо-

строения.

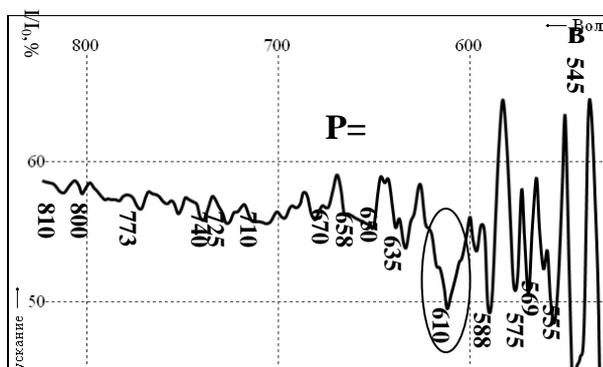
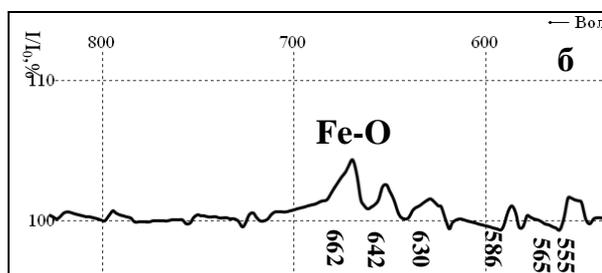
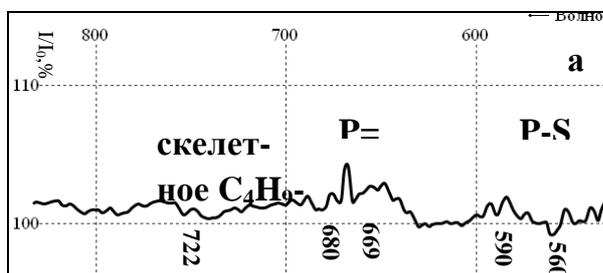


Рис. Фрагменты ИК-Фурье спектров:  
а) водный раствор ДИФ (спектр сравнения – спектр дистиллированной воды),  
б) порошкообразный пирротин (спектр сравнения – спектр воздуха),  
в) порошкообразный пирротин после обработки раствором ДИФ (спектр сравнения – спектр воздуха)

Возможно также, что на результаты флотации оказывают влияние содержащиеся в реагенте Aerophine 3418A другие компоненты. Кроме того, следует принять во внимание, что реагент Aerophine 3418A обладает пенообразующими свойствами и, как показало определение поверхностного натяжения по методу пластинки Вильгельми, имеет более высокую поверхностную активность по сравнению с бутиловым ксантогенатом, но меньшую по сравнению с пенообразователем – МИБК.

**А.А. Карачаров, М.Н. Лихацкий, Ю.Л. Михлин**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии Сибирского отделения Российской академии наук (ИХХТ СО РАН) Красноярск, Россия, karacharov@icct.ru

## ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ СУБМИКРОННЫХ ЧАСТИЦ НА СВОЙСТВА ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИМЕНИТЕЛЬНО К УСЛОВИЯМ ФЛОТАЦИИ

Несмотря на широкое применение флотационных методов обогащения, фундаментальные основы данных процессов, как то механизмы разрушения пленки воды на границе минерал-жидкость-воздух и прикрепления частицы минерала к пузырьку, влияние окисления на флотируемость сульфидных минералов, сорбция и действие собирателей, роль неоднородности поверхности и шламовых частиц на субмикрон-

ном и наноуровне изучены совершенно недостаточно.

В материаловедении активно исследуются влияние на (супер)гидрофобность рельефа и неоднородности химического состава поверхности на нано- и микроуровне, образование нано- и микроразмерных пузырьков воздуха, но в теории и практике флотационного обогащения подобные явления сегодня практически не учитываются. Это отчасти объясняется сложностью минеральных систем и слабым применением современных методов. Например, методы атомно-силовой микроскопии и спектроскопии (АСМ/АСС) позволяют изучать поверхность твёрдых тел и их локальные свойства непосредственно в растворе, но нам почти не известны работы, в которых они использовались бы *in situ* применительно к процессам флотации и сорбции собирателей.

Целями данной работы было исследование наноразмерных частиц, образующихся при измельчении ряда сульфидных и других минералов, при взаимодействии минералов с атмосферой и водными растворами флотореагентов, и их влияния на свойства поверхности.

Задачей работы была также разработка методов таких исследований.

Поверхность монокристаллов галенита и пирита готовили сколом на воздухе непосредственно перед экспериментом.

После обработки растворами бутилового ксантогената калия образец ополаскивали и переносили в жидкостную ячейку с водой для изучения *in situ* или высушивали на воздухе (эксперименты *ex situ*). АСМ/АСС измерения были выполнены с использованием мультимодового сканирующего зондового микроскопа Solver P 47 (НТ-МДТ, Москва), оснащённого 14 мкм сканером.

Рентгенофотоэлектронные спектры (РФЭС) образцов получали на спектрометре SPECS (SPECS, Германия). Измельчение сульфидных минералов в агатовой мельнице или ступке приводит к образованию сильно окисленных наноразмерных частиц. По данным АСМ, они обычно имеют квазисферическую форму со средним диаметром порядка 30 нм.

В экспериментах методом АСС *in situ* и *ex situ* в отсутствие собирателя обнаружено притяжение между поверхностями исследуемых минералов и кремниевого зонда, которое обусловлено, по-видимому, преимущественно наличием плёнки воды на исследуемой на воздухе поверхности.

В жидкости проявляется более дальнотягущее электростатическое притяжение острия кантилевера к поверхности минералов, так как в условиях экспериментов *in situ* АСМ/АСС кремниевый зонд, поверхность которого покрыта слоем  $\text{SiO}_2$ , несёт отрицательный заряд (рН раствора превышает значение изоэлектрической точки (ИЭТ)  $\text{SiO}_2$   $pI=2$ ), а поверхности галенита и пирита заряжены положительно.

После адсорбции собирателя на поверхности галенита в АСМ/АСС экспериментах на воздухе наблюдаются твёрдые продукты размерами от нескольких десятков

нанометров. АС спектры характеризуются увеличенным, по сравнению с исходной поверхностью PbS, диапазоном действия сил притяжения (до 200 нм), что объясняется, видимо, наличием продуктов окисления и более толстой плёнки воды на поверхности минерала. На АСС кривых, полученных *in situ*, наблюдается слабо выраженный максимум действия сил отталкивания, причем на очень небольших расстояниях (15-20 нм).

С ростом концентрации собирателя происходит увеличение силы отталкивания зонда и образца, по всей видимости, вследствие роста отрицательного заряда поверхности минерала (рис. 1) за счёт сорбции анионного собирателя.

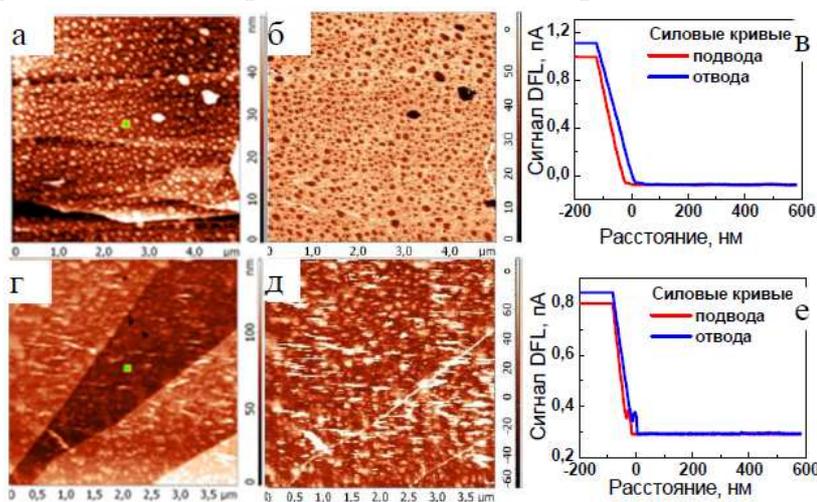


Рис. 1. Типичные изображения АСМ топографии поверхности (а,г), фазового контраста (б,д) и силовые кривые (в,е) галенита в жидкости после обработки 0,01 М раствором бутилксантогената калия в течение 10 мин (а-в) и 20 мин (г-е)

При этом наблюдается возрастание плотности покрытия поверхности наноразмерными продуктами (рис. 1), которые представляют собой, по-видимому, мицеллы ксантогената, а не продукты окисления галенита, так как, согласно данным РФЭС, поверхность в данных условиях окислена незначительно.

В случае пирита, сорбция на его поверхности собирателя, как и в случае галенита, приводит к возрастанию количества поверхностных продуктов; на кривых АСС в воде появляются максимумы отталкивания, а *ex situ* - уширяется зона действия сил притяжения зонда к поверхности.

В экспериментах с пузырьком воздуха, закреплённом на конце кантилевера, было изучено его взаимодействие с поверхностью галенита, модифицированной раствором ксантогената. Полученные АСС кривые обнаруживают притяжение пузырька к поверхности при подводе и гистерезис кривых подвода и отвода, связанный с деформацией пузырька при отрыве от поверхности минерала.

*Л.А. Киенко, О.В. Воронова*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск Россия; kienkola@rambler.ru

## **ВЛИЯНИЕ ДИСПЕРСНОЙ ОДНОРОДНОСТИ СЫРЬЯ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД ПРИМОРЬЯ**

Важнейшими характеристиками, определяющими селективность флотации руд, являются размерность и гранулометрический состав подготовленного материала. Высокое содержание в нём шламообразных частиц приводит, как правило, к снижению показателей эффективности флотации. Особенно значение влияния на процесс флотации тонких шламов необходимо учитывать при переработке тонковкрапленных руд и руд, имеющих в своём составе минеральные компоненты, обладающие по своей природе повышенным шламообразованием. В последние годы, в связи с истощением минеральной базы остро стоит вопрос вовлечения в переработку всё более труднообогащаемого сырья с тонкой вкрапленностью минеральных компонентов. Известно множество мер, направленных на нейтрализацию негативного действия шламов. Среди них механическое обесшламливание, флотация тонких частиц микродозами собирателей («в голодном режиме»), использование флокулянтов [1, 2] и другие.

При флотационном обогащении тонкоизмельчённых руд, в состав которых входят минералы с близкими физико-химическими свойствами эффект от негативного действия шламов резко возрастает. Для карбонатно-флюоритовых руд Вознесенского рудного района характерна очень тонкая вкрапленность минералов, наличие близких по флотационным свойствам флюорита и кальцита. Кроме того, в рудах различных участков месторождения отмечается высокое содержание слюдисто-силикатных, угольных и глинистых включений. В связи с этим, в настоящий период, на фоне снизившегося карбонатного модуля (величина частного от соотношения содержания в руде флюорита и кальцита) и общего снижения содержания флюорита [3], проблема повышения эффективности флотации тонких фракций стоит особенно остро.

С целью оценки возможностей технологии обогащения тонковкрапленных руд, проводилось разделение на фракции измельчённой руды и оценка флотационных свойств как крупных, так и тонких обособленных классов. Необходимо отметить, что удовлетворительное раскрытие минеральных зёрен в них достигается при массовом помоле до 85-95% класса – 44 микрона. Эксперименты проводились на пробе бедной высококарбонатной руды с содержанием  $\text{CaF}_2$  23,5%, кальцита,  $\text{CaCO}_3$  37%, значение карбонатного модуля 0,64.

Методом седиментации навески подготовленной по крупности руды разделялись на шламовый продукт и отмытую (песковую) фракцию.

В экспериментах на руде столь низкого качества в обычном режиме, без предварительной классификации не удалось получить удовлетворительных результатов.

Обогащение по схеме, включающей в себя 6-8 перечисток пенного продукта основной флотации, позволило извлечь лишь 51,6% флюорита; максимальное содержание  $\text{CaF}_2$  в концентрате составило 87,4%, что ниже требований существующих марок (<90%  $\text{CaF}_2$ ).

В последующих экспериментах с целью повышения дисперсной однородности навески измельчённой руды методом седиментации разделялись на шламовые фракции и более крупный (песковый продукт). Каждая из полученных фракций подвергалась флотации отдельно. При этом было установлено, что технологический режим флотации каждой из фракций существенно отличается.

Тонкие частицы имеют очень развитую поверхность, малый вес и, как результат, высокую адсорбционную ёмкость. Скорость их флотации заметно ниже, расход реагентов, напротив, увеличивается в сравнении с более крупным материалом. В таблице представлены результаты экспериментов по отдельной флотации шламовой и песковой фракций тонкоизмельчённой (90% класса – 0,044 мм) руды.

Таблица

Результаты отдельной флотации шламовой и песковой фракций

№ оп.	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		
			$\text{CaF}_2$	$\text{CaCO}_3$	От класса		От руды $\text{CaF}_2$
					$\text{CaF}_2$	$\text{CaCO}_3$	
Шламовый продукт – 15 мк							
17	Концентрат 6 переч.	13,64	<b>96,20</b>	1,17	<b>62,40</b>	0,43	<b>32,28</b>
	Концентрат 5 переч.	14,61	<b>94,60</b>	2,47	<b>65,74</b>	0,98	<b>34,01</b>
	Концентрат 4 переч.	15,89	<b>91,02</b>	5,67	<b>69,94</b>	2,45	<b>35,61</b>
Песковый концентрат + 15 мк							
14	Концентрат 6 переч.	15,57	<b>95,61</b>	0,78	<b>55,39</b>	0,33	<b>27,79</b>
	Концентрат 5 переч.	17,84	<b>93,73</b>	2,04	<b>62,20</b>	0,98	<b>31,21</b>
	Концентрат 4 переч.	20,23	<b>89,59</b>	5,56	<b>68,81</b>	3,03	<b>33,84</b>
Общий концентрат							
14+1 7	Концентрат 6 переч.	14,47	<b>95,93</b>	0,99	-	-	60,07
	Концентрат 5 переч.	16,00	<b>94,18</b>	2,26	-	-	65,22
	<b>Концентрат 4 переч.</b>	<b>17,77</b>	90,32	<b>5,62</b>	-	-	69,45

Полученные данные свидетельствуют о том, что повышение дисперсной однородности питания флотации позволяет существенно улучшить условия для селективного разделения минералов как при обогащении песковой части руды, так и шламов. Уже после четырёх перечисток пенных продуктов были получены марочные концентраты: шламовый с содержанием 91,02%  $\text{CaF}_2$  и песковый продукт (близкий к марочному – 89,59%  $\text{CaF}_2$ ).

Общее извлечение флюорита от руды составило 69,45%. Увеличение числа перечисток до 5-6, что приближается к их числу в действующей схеме обогатительной фабрики Ярославской горнорудной компании, даёт возможность получения высококачест-

венных концентратов (93,73-96,2% CaF<sub>2</sub>) с извлечением 60,07-65,22%. Для бедной высококарбонатной руды достигнутый уровень можно оценить, как достаточно высокий.

Необходимо особо отметить, что при этом селективное разделение флюорита и кальцита наблюдается в процессе флотации шламовых фракций.

Очевидно, что возможность установления режимных параметров флотации с учётом размеров частиц играет основную роль для селективной флотации труднообогатимых руд.

Таким образом, в результате проведённых исследований установлено, что повышение эффективности флотации руд с высокой степенью взаимного прорастания минеральных компонентов, требующих тонкого измельчения, может быть достигнуто при обособлении тонких фракций и флотации их в отдельном цикле.

Предложенная технология обогащения шламовых фракций обеспечивает получение высоких результатов, вполне соответствующих технологическим показателям обогащения песковой части руды и значительно превышающих результаты, полученные на неклассифицированном материале.

*Список использованных источников*

1. Классен В.И. Шламы во флотационном процессе / В.И. Классен, Д.И. Недогоров, И.Х. Дебердеев. – М.: Недра, 1969. – 160 с.
2. Алиферова С.Н. Активация процессов флотации шламов и сильвина при обогащении калийных руд. Автореф. дис. канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2007.
3. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В., Кондратьев С.А. К проблеме снижения температуры флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд // ФТПРПИ. — 2010. — № 3.

***В.А. Игнаткина, В.А. Бочаро<sup>1</sup>, Л.С. Хачатрян***

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия; woda@mail.ru

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет», г. Москва, Россия

**К ВОПРОСУ РАЗРАБОТКИ СЕЛЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТНЫХ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД\***

Большинство сульфидных руд цветных металлов месторождений Урала относятся к труднообогатимым рудам по следующим признакам:

- тонкая и неравномерная вкрапленность рудных и породных минералов;
- высокая массовая доля сульфидов железа разных генераций, обладающих различными механическими и физико-химическими свойствами;

\* Результаты исследований получены при финансовой поддержке грантов РФФИ №13-05-00245, 11-05-00765а.

- неблагоприятное исходное соотношение содержаний цветных тяжелых металлов, когда величина цинкового модуля меньше 1 или более 2,5;
- различное распределение фазового состояния минералов цветных тяжелых металлов;
- для вкрапленных сульфидных руд характерно присутствие на месторождении разных сортов руд – сульфидных, смешанных и окисленных, переработка которых требует разных реагентных режимов и схемных решений.

Наличие в рудах ценных изоморфных примесей и минералов – золота, серебра, кадмия, кобальта, индия и т.п., извлечение которых в товарные концентраты повышает стоимость последних, требует разработки соответствующих реагентных режимов.

В настоящее время на обогатительных фабриках Урала применяются прямые селективные схемы флотации при обогащении медьсодержащих сульфидных руд и частично коллективно-селективные схемы флотации при переработке медно-цинковых руд. В технологические схемы включены межцикловые флотации или фракционное выделение быстрофлотирующихся сульфидов меди или сфалерита с получением кондиционных концентратов. Выделение медного или цинкового кондиционных концентратов перед соответствующими основными флотациями, так называемых «головок», достигается за счет использования малых расходов бутилового ксантогената – 2-10 г/т и вспенивателя – 10 г/т («голодные» режимы), а также новых более селективных к сульфидам цветных металлов собирателей.

Повышение технологических показателей обогащения руд цветных металлов возможно тремя основными способами:

- 1) разработкой новых реагентных режимов;
- 2) разработкой новых технологических схем, в первую очередь за счет применения комбинированных технологий;
- 3) применением новых флотационных аппаратов.

Реализация первых 2-х способов связана с изменением контрастности поверхностных свойств разделяемых минералов. Первый способ увеличивает различие в свойствах поверхности разделяемых минералов за счет использования флотационных реагентов (А.А. Абрамов, В.И. Рябой, М.М. Сорокин, В.А. Бочаров и др.). Модификаторы и собиратели взаимодействуют непосредственно с поверхностью минералов. При закреплении собирателей на минералах изменяются их поверхностные свойства, снижается смачиваемость поверхности и тем самым определяется успех элементарного акта флотации. Модификаторы регулируют условия закрепления собирателя на поверхности разделяемых минералов, или перекрывают гидрофобизирующее действие собирателей.

Применение физических и электрохимических воздействий изменяет состав и состояние самой поверхности (И.Н. Плаксин, Р.Ш. Шафеев, В.А. Чантурия и др.).

С 60-годов прошлого столетия показано, что использование сочетания собирателей является наиболее эффективным способом повышения селективности действия

реагентных режимов (И.Н. Плаксин, В.А. Глембоций и др.). В настоящее время принципы выбора сочетания собирателей и разработка новых собирателей для редкометалльных и окисленных руд развивается исследованиями ВНИИХТа (Курков А.В.), для сульфидных руд - НИТУ «МИСиС», «Механобр», Институт «Гинццветмета» (Игнаткина В.А., Рябой В.И., Херсонский М.И. и др.).

В теоретическом плане для прогноза селективности взаимодействия собирателей развивается применение теории жестких мягких кислот и оснований с количественным описанием взаимодействия (Игнаткина В.А.), расширяется использование кванто-химических подходов - от представления структуры взаимодействующих соединений и оценки потенциальной реакционной способности до попыток описания взаимодействия собирателей и неорганических соединений (минералов) посредством метода молекулярных орбиталей – ВЗМО и НСМО, слабых взаимодействий с позиции супрамолекулярной химии (Соложенкин П.М., Курков А.В. и др.).

При флотации колчеданных руд цветных металлов актуальным остается использование реагентных режимов, способствующих снижению флотационной активности модификаций пирита, пирротина, арсенопирита.

Комплексные исследования авторами сочетания диизобутилового дитиофосфата и ИТК подтвердили основное влияние доли ионогенного компонента на флотиремость пирита. При использовании в сочетании изобутилового дитиофосфата извлечение пирита ниже, по сравнению с бутиловым ксантогенатом, вследствие более низких показателей адсорбции и окисляемости собирателя. ИК спектры концентратов пирита беспенной флотации при разной доле ИТК в сочетании с ионогенным собирателем подтверждают меньшую адсорбционную активность ИТК в сочетании с изобутиловым дитиофосфатом.

Согласно результатам проведенных исследований, изобутиловый дитиофосфат имеет менее упорядоченную структуру в переходном состоянии при адсорбции, испытывает большую конкуренцию с гидроксидными группами за активные центры поверхности, по сравнению с бутиловым ксантогенатом. В связи с этим образование адсорбционного монослоя дитиофосфата на пирите затруднено, что уменьшает соадсорбцию ИТК и дисульфида и соответственно флотоактивность пирита.

На основании комплекса проведенных исследований при флотации медно-цинковых руд наибольший интерес представляют сочетания собирателей на основе дитиофосфатов и тионокарбаматов. Механизм селективного действия сочетания собирателей заключается в адсорбции ионогенного компонента, который обладает наименьшим сродством к пириту и низкой окисляемостью и неионогенного компонента, обладающего повышенным первоначальным адсорбционным сродством к сульфидному минералу – халькопириту и галениту.

Использование новых селективных сульфидрильных сочетаний собирателей позволяет снизить значения рН в медной флотации при переработке колчеданной

медно-цинковой руды, гибко вносить изменения в схемы флотации.

Накопленные результаты исследований на мономинеральных фракциях сульфидов методами беспенной и пенной флотации, адсорбции, ИК спектроскопии МНПВО, технологических проб руд и техногенного сырья позволяют разрабатывать эффективные реагентные режимы и схемные решения для труднообогатимых колчеданных руд.

***В.А. Игнаткина, Ф.Г. Дьячков***

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия; woda@mail.ru

### **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ДИТИОФОСФИНАТОВ В КАЧЕСТВЕ СЕЛЕКТИВНЫХ СУЛЬФИДРИЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ КОЛЧЕДАНЫХ\* РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ\***

Проблема поиска новых сульфидрильных собирателей, которые обладают селективными собирательными свойствами по отношению к сульфидам цветных металлов по сравнению с сульфидами и дисульфидами железа, по-прежнему остается актуальной. В последнее время многие исследовательские и инжиниринговые организации рассматривают дитиофосфинаты (аэрофины) в качестве селективных собирателей при флотации пиритных руд цветных металлов (ЗАО «РИВС», Институт «ТОМС» и др.).

По данным производителя собирателей на основе дитиофосфинатов (Cytex), данные собиратели показывают хорошую селективность действия при высокой кинетике флотации сульфидов меди для вкрапленных медно-цинковых руд, причем при меньших расходах по сравнению с амилловым ксантогенатом. Дитиофосфинаты рекомендуются использовать при флотации МПГ из пирротинных медно-никелевых руд (ИПКОН РАН).

Известно, что тиофосфины обладают высокой поляризуемостью и нуклеофильностью, образуют с переходными металлами более устойчивые комплексы, чем соответствующие комплексы аминов. Сравнение индуктивных и мезомерных эффектов в дитиофосфатах и дитиофосфинатах, указывает, что дитиофосфиновая солидофильная группа обладает большей реакционной способностью, по сравнению с дитиофосфатной функциональной группой.

Результаты ранее выполненных нами исследований флотиремости пирита в условиях беспенной флотации и ИКС МНПВО концентратов беспенной флотации показали, что собирательные свойства диизобутилового фосфината сопоставимы с бути-

---

\* Результаты исследований получены при финансовой поддержке грантов РФФИ №13-05-00245 и № 11-05-00765а.

ловым ксантогенатом.

Результаты изучения кинетики адсорбции Aerophine 341 (Cytex) на специально подготовленных мономинеральных фракциях пирита, халькопирита, сфалерита и галенита в одинаковых условиях эксперимента показали, что константа скорости адсорбции аэрофина на пирите выше, чем на других сульфидных минералах в 1,3-1,5 раз. Константа скорости адсорбции бутилового ксантогената на пирите больше, чем аэрофина в 1,2 раза. Величины относительной адсорбция изобутилового дитиофосфината и бутилового ксантогената на пирите после 40 минут перемешивания в термостатированной ячейке при их исходной концентрации  $10^{-4}$  М и  $pH_{исх}=9$  сопоставимы и составляют 71,6 и 75,8%, соответственно.

Различия между константами скорости адсорбции, относительной величиной адсорбции между диизобутиловым дитиофосфатом и бутиловым ксантогенатом значительно более выражены: константа скорости адсорбции бутилового ксантогената на пирите выше практически в 7 раз выше, по сравнению с диизобутиловым дитиофосфатом. Относительная адсорбция бутилового ксантогената на пирите составляет 79,8% и 31,2% для диизобутилового дитиофосфата при одинаковых условиях подготовки пирита и проведении экспериментов. Несмотря на различие в абсолютных значениях величин адсорбции, констант скорости адсорбции для разных образцов сульфидных минералов, тренд установленных закономерностей сохраняется. Адсорбция аэрофина на мономинеральных фракциях и флотирuemость пирита сопоставимы с результатами адсорбции и флотирuemости пирита бутиловым ксантогенатом.

Таким образом, следует с осторожностью относиться к рекомендациям ряда исследователей по использованию аэрофинов при флотации массивных медных и медно-цинковых руд для повышения селективности флотации сульфидов цветных металлов по сравнению с пиритом.

***А.А. Кондратьева, В.И. Брагин***

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский Федеральный Университет», г. Красноярск, Россия, ankondratieva@mail.ru

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ БИНАРНЫХ РЕАГЕНТОВ**

Проблема поиска селективных реагентов для флотации сульфидных руд цветных металлов остается актуальной в настоящее время. Одним из направлений повышения контрастности флотационных свойств сульфидных минералов является подбор селективных собирателей и их оптимальных сочетаний (Алексейчук Д. А., Игнаткина В. А., Бочаров В. А. Плаксинские чтения 2010).

Сравнительные испытания на труднообогатимой свинцово-цинковой руде (И.Б

Ревазашвили, А.И. Якунин, 1990) показали, что применение сверхтонкой эмульсии керосина позволяет получить извлечение цинка на 2-3% выше, чем при использовании обычной эмульсии.

Кроме того для интенсификации флотационного процесса возможно применять различные собиратели (ксантогенаты, меркаптобензотиозолы, дитиокарбаматы, тиокарбаматы и дитиофосфаты) полностью растворяющиеся в воде. Однако имеются эффективные реагенты (например, меркаптаны), имеющие слишком низкую растворимость, чтобы обеспечить хорошие технологические показатели.

В связи с этим, французскими исследователями (Flotation of minerals, Pat. France № 4954151) обеспечивающий применение плохо растворимых или практически не растворимых в воде собирателей, и дающий превосходные результаты и требуемую селективность. Предлагается введение собирателя в пульпу в виде микроэмульсии, содержащей ПАВ, ко-ПАВ и воду (если необходимо).

В исследовании (Hussin A.M. Ahmed, Jan Drzymala, 2012) изучались реагенты (додекан, C12E4, 1-пентанол) в различных сочетаниях (от 1 до 3), для обогащения окисленных углей, обычная флотация которых показывала низкие результаты. Лучших результатов удалось добиться, используя совершенно другой подход. Он основывался на взаимодействии частиц угля с флотореагентами в безводной или микроэмульсионной форме. Исходя из полученных результатов можно сделать вывод, что непосредственное взаимодействие угля с безводными флотореагентами или реагентами в виде микроэмульсии обеспечивает превосходные результаты.

Таким образом, повышение селективности флотации руд может быть достигнуто применением реагентов в виде двойных микроэмульсий. Использование в качестве носителя один реагент, содержащий в себе в качестве дисперсной фазы другой с более селективным действием и обеспечивающий его транспортировку к поверхности минерала, позволит создать двойную микроэмульсию, которая повысит эффективность процесса флотации.

Например, возможна доставка ионогенных собирателей к поверхности минерала при использовании в качестве носителя неионогенный собиратель.

Хемосорбированный ионогенный собиратель гидрофобизирует поверхность, а подведение в адсорбционный слой для физической адсорбции аполярного собирателя обеспечит упрочнение контакта пузырька воздуха с частицей.

Особенностью предлагаемого метода является применение «голодного» режима и высокой концентрации дисперсной фазы (ионогенного собирателя). В результате возможно появление супергидрофобной поверхности, что обеспечит повышение технологических показателей.

Микроэмульсии представляют собой гомогенные на макроскопическом уровне смеси масла, воды и ПАВ, которые на микроскопическом уровне состоят из отдельно доменов масла и воды, разделенных монослоем поверхностно-активного вещества.

(Холмберг К., 2007)

Простейшие множественные эмульсии, называемые «двойными эмульсиями» являются тройными системами, представляющие собой структуры «вода в масле в воде» (в/м/м) или «масло в воде в масле» (м/в/м), где диспергированные капли одной фазы содержат в себе капли меньшего размера другой.

Двойные эмульсии находят разнообразное применение.

Одной из ведущих тенденций, проявляющихся в современной фармакологии, является создание систем направленного транспорта лекарств. Реализация целенаправленного концентрирования лекарственного препарата исключительно или хотя бы преимущественно в зоне, охваченной патологическим процессом, позволяет резко снизить нежелательные реакции организма на медикаментозное воздействие, сократить терапевтическую дозу лекарства и кратность его введения.

Добавление в протеинсодержащие напитки жизненно необходимых минералов также возможно при использовании двойных эмульсий. Минералы вызывают флокуляцию протеиновых матриц, поэтому их количество при добавлении ограничено. При использовании множественных эмульсий минералы не взаимодействуют с протеиновыми матрицами, так как они содержатся во внутренней водной фазе. Таким образом продукты остаются стабильными, концентрация минералов может увеличена, что позволяет достигнуть желаемый эффект (Emulsions for New Functionalities // Prepared Foods, 2011).

Для флотации свинцово-цинковых руд использовали обратную микроэмульсию из смеси собирателей: бутиловый ксантогенат калия (КХБ), керосин и неионогенный ПАВ (НПАВ). Фазовое поведение такой трехкомпонентной системы при постоянной температуре и давлении удобнее всего представить с помощью фазовой диаграммы.

Здесь вершины представляют три чистых компонента, а боковые стороны треугольника – три двухкомпонентные системы. Внутри треугольника присутствуют все три компонента.

Первая значительная площадь (гель) образуется при содержании керосина от 0 до 35% и различных содержаниях НПАВ и КХБ. Вторая зона (раствор) образуется при низком содержании дисперсной фазы (менее 10%), что объясняется полным растворением НПАВ в дисперсионной среде - керосине. Третья площадь (эмульсия) имеет место при содержании НПАВ менее 10%, и характеризуется ярко выраженной нестабильностью системы. Такое поведение системы возникает из-за недостаточного количества эмульгатора для связывания внутренней фазы – раствора КХБ.

Флотационные опыты проводились на механической флотационной машине с объемом камеры 0,5л. Время флотации составляло 1 мин 30 сек, схема представлена на Рис. 1. После проведения экспериментов, полученные продукты отстаивались, подвергались деконтированию, сушке и взвешиванию, далее анализировались на содержание свинца и цинка на энергодисперсионном рентгенофлуоресцентном спек-

тронетре ARL QUANT'X.



Рис. 1– Схема флотации

В первом опыте осуществлялась стандартная подача собирателей, а именно: ксантогенат бутиловый калия 23 г/т, затем керосин 340 г/т. В дальнейших опытах подача композиции собирателей производилась в виде обратной микроэмульсии, состав и содержание компонентов которой указаны в табл.1. При этом соотношение керосина и 10% раствора ксантогената оставалось постоянным, и расход составлял 340 г/т и 23 г/т соответственно.

Таблица 1

Состав обратной микроэмульсии

Компоненты	Массовая доля компонентов, %				
	Номера опытов				
	1	2	3	4	5
Керосин	70	61	58	56	54
10% раствор КХб	30	26	25	24	26
НПАВ	0	13	17	20	23

При меньшем количестве НПАВ происходило разделение фаз на керосин и раствор КХб, а увеличение концентрации эмульгатора могло затруднить разрушение капелек микроэмульсии на поверхности минерала.

Результаты показывают, что подача композиции собирателей в виде обратной микроэмульсии позволяет повысить извлечение свинца и цинка на 7%, массовую долю свинца на 1,6%, цинка на 2,1%. Таким образом экспериментально доказано, что доставка анионного собирателя (КХб) к поверхности минерала при использовании в качестве носителя неионогенный собиратель (керосин) увеличивает эффективность флотационного процесса.

**Д.В. Колташев, Т.Ю. Насртдинова, А.В. Радушев**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт технической химии Уральского отделения Российской академии наук, г. Пермь, Россия, dk\_dok@qip.ru

## **ШЛАМОВАЯ ФЛОТАЦИЯ СИЛЬВИНитОВЫХ РУД\***

В настоящее время более 80% добываемых в мире калийных руд перерабатываются флотационным методом. На эффективность флотации сильвинитовых руд оказывают существенное влияние следующие показатели: содержание хлористого калия в руде; крупность вкрапленности сильвина в его сростках с породообразующими минералами; содержание водонерастворимого остатка (н.о.) и его минералогический состав; соотношение количеств в руде н.о. и сильвина [Титков С.Н., Букша Ю.В. Калийные руды – Химический и структурный состав, технологические свойства // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ. Сб.материалов. Том 1. – М.:МИСиС, 2011. – С. 248 – 251.].

Разрабатываемое Верхнекамское месторождение калийных руд относится к средне- и сложнообогатимым. Содержание н.о. колеблется в пределах 1,5 – 7% [Титков С.Н., Букша Ю.В. Калийные руды – Химический и структурный состав, технологические свойства // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ. Сб.материалов. Том 1. – М.:МИСиС, 2011. – С. 248 – 251.]. Наличие легкошламуемых примесей в руде отрицательно влияет на эффективность основной флотации, поэтому проводят предварительное удаление шламов.

Нами были проведены опыты по флотационному извлечению шламов реагентами ГЭА класса оксиэтилированных алкиламинов. Прототипом исследуемых соединений является реагент фирмы Akzo Nobel Ethomeen NT-40 со степенью этоксилирования порядка 20 ÷ 40, исследованный в работе [Титков С.Н., Пантелеева Н.Н., Коноплев Е.В., Альжев И.А., Грошникова Г.В. Способ флотационного обогащения руд. / Патент RU 2278739 С 2. 27.06.2006.] как собиратель шламов.

На первом этапе для выявления оптимального по свойствам реагента флотацию шламов проводили из водной среды по следующей методике. Навеску шлама специально выделенного из калийной руды, крупностью -0,2+0 мм массой 2 г, помещали в камеру флотомашинки емкостью 125 мл марки 189ФЛ.00.000РЭ, наполненную водопроводной водой объемом 100 мл, включали импеллер, проводили оттирку 10 мин, затем добавляли расчетное количество 0,1%-ного раствора коагулянта – слабоанионного полиакриламида (ПАА) марки Праестол 2510 и перемешивали 30 с. Далее вносили расчетное количество 1%-ной эмульсии собирателя в воде или 0,1 моль/л HCl, кондиционировали 1 мин, включали подачу воздуха и проводили флотацию. Пенный продукт фильтровали через бумажный фильтр, промывали водой, высушивали до постоянного веса, взвешивали и рассчитывали его выход в процентах от исходной навески.

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 11-03-00162а

Оптимальный расход ПАА составил 62,5 г/т шлама. Максимальное извлечение шламов в пенный продукт: для соединений ГЭА – 84%, для прототипа НТ-40 – 18%.

Поскольку насыщенные солевые (NaCl + KCl) водные растворы оказывают существенное влияние на процесс флотации, на следующем этапе исследовали флотацию специально выделенных шламов из водного солевого раствора (KCl + NaCl)  $\rho = 1,18 \text{ г/см}^3$  с НТ-40 и оптимальными по совокупности изученных свойств собирателями ГЭА с флокулянт марки Праестол 2510. Расход ПАА – 62,5 г/т шлама, собирателей – 1250 г/т шлама, время флотации 7 мин. Для реагентов ГЭА наблюдалось незначительное снижение эффективности флотационного выделения шламов, выход пенного продукта составил 65%. Для реагента НТ-40 выход пенного продукта увеличился до 59%. Повышение эффективности действия НТ-40 в солевом растворе авторы [Титков С.Н., Пантелеева Н.Н., Гуркова Т.М. Флотация шламов оксиэтилированными ПАВ // Материалы Международного совещания «Плаксинские чтения – 2010». Казань, 13-18 сентября 2010 г. – Москва: 2010. – С. 199 – 203.] объясняют следующим образом: при высокой концентрации солей (KCl + NaCl) в системе происходит сжатие двойного электрического слоя у поверхности минеральных частиц, в результате увеличивается суммарная энергия донорно-акцепторного взаимодействия реагента НТ-40 с поверхностью шламов в диффузном слое.

В табл. 1 представлены результаты шламовой флотации сильвинитовой руды реагентом ГЭА в сравнении с собирателем Неонолом АФ 9-25, используемым в настоящее время на СОФ СКРУ-2 ОАО «УРАЛКАЛИЙ». Исследования выполнены в лаборатории предприятия ОАО «УРАЛКАЛИЙ» по следующей методике: отобранную на фабрике руду, измельченную на дробилке в лабораторных условиях до гранулометрического состава: 4 мас.% +1,6 мм; 86 мас.% -1,6+0,1 мм; 10 мас.% -0,1 мм, использовали для приготовления маточного раствора плотностью  $1233 \div 1235 \text{ кг/м}^3$  при температуре  $22 \div 25^\circ\text{C}$  и для определения исходного содержания KCl и н.о. Навеску измельченной руды помещали в камеру лабораторной флотомашины объемом 1,25 л, наполненную маточным раствором в соотношении Т:Ж = 1:3. В камеру добавляли флокулянт – водный раствор 0,08 мас.% ПАА Ассифлос А-97, время перемешивания 2 мин. Затем добавляли расчетное количество водного раствора собирателя 4 мас.% Неонола АФ 9-25 или 1 мас.% ГЭА, время перемешивания 2 мин. Открывали подачу воздуха и начинали съём пены. Время шламовой флотации составило 6 мин. Образовавшиеся в ходе шламовой флотации суспензии пенного и камерного продуктов фильтровали по отдельности под вакуумом. Твердые части продуктов после разделения высушивали, взвешивали, и анализировали на содержание KCl и н.о. По полученным данным рассчитывали выход и извлечение KCl и н.о. в продукты флотации. Из табл. 1 видно, что при несколько больших расходах реагентов применение ГЭА в качестве собирателя шламов позволяет увеличить извлечение шламов в пенный продукт с 51% для Неонола до 76% с относительно низким извлечением KCl в пенный продукт 4,7%.

Таблица 1

Результаты шламовой флотации сильвинитовой руды

Реагентный режим	Массовая доля в питании, %		Выход продукта, %		Извлечение в продукт, %			
	КСІ	н.о.	Пенный	Камерный	в пенный		в камерный	
					КСІ	н.о.	КСІ	н.о.
ПАА - 4 г/т, Неонол - 20 г/т	27,5	1,6	4,8	95,2	4,1	51,2	95,9	48,8
ПАА - 4 г/т, ГЭА - 60 г/т	27,6	1,6	5,2	94,8	4,7	76,6	95,3	23,4

На заключительном этапе исследования провели флотационное обесшламливание сильвинитовой руды с последующей флотацией сильвина. Камерный продукт шламовой флотации в дальнейшем являлся питанием сильвиновой флотации. Было установлено, что основная сильвиновая флотация проходит без ухудшения качества черного концентрата и хвостов флотации: массовая доля КСІ в концентрате – 90,97%, в хвостах – 1,08%, показатель селективности – 3,58, извлечение КСІ в концентрат – 96,9%.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что реагенты ряда ГЭА способны эффективно флотировать глинистые шламы и могут быть рекомендованы для исследования в укрупненно-лабораторных условиях.

*Н.С. Бектурганов, Н.К. Тусупбаев, Л.В. Семушкина,  
Д.К. Турысбеков, А.М. Мухамедилова*

Акционерное общество Центр наук о земле, металлургии и обогащения, г. Алматы, Казахстан;  
syomushkina.lara @ mail.ru

## **ВЛИЯНИЕ МОДИФИЦИРОВАННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ НА СЕЛЕКЦИЮ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

Более 249 тыс. тонн - шестая часть мировых разведанных запасов молибдена - находятся на территории Казахстана. Комплексные молибденсодержащие руды Казахстана содержат - от 0,005% до 0,012% металла. Наиболее крупные запасы молибдена приурочены к рудам Коктенкольского, Шатыркольского, Актогайского, Верхне-Кайрактинского, Караобинского, Айдарлинского месторождений. В настоящее время в Республике Казахстан ведется разработка Шорского (Семипалатинская область) и Кызылту-Селетинского (Акмолинская область) месторождений молибденовых руд.

Трудности обогащения молибденсодержащих руд обусловлены особенностями их вещественного состава. К основным из них относятся: необходимость очень тонкого измельчения некоторых продуктов обогащения, недостаточная эффективность отделения сульфидных минералов от минералов породы, необходимость применения сложных технологических режимов разделения сульфидных минералов [1-3].

Одним из основных направлений в развитии и совершенствовании технологии флотации руд цветных и редких металлов является создание новых селективно действующих органических флотационных реагентов.

Проведены исследования по усовершенствованию технологии селекции коллективного медно-молибденового концентрата месторождения Шатырколь (Казахстан). В исходной руде месторождения Шатырколь по результатам химического анализа содержится 0,012% молибдена; 1,7% меди; 9,73% железа; 2,43% серы; 0,036% цинка; 0,03% свинца.

Исследования по селекции проводились с применением вместо собирателя молибдена керосина, модифицированного реагента (МФ), представляющего собой смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения в соотношении 1:1, обработанную ультразвуком. Методом ИК-спектроскопии изучен состав применяемых веществ. Кумкольские нефти легкие, малосернистые, парафинистые и легкозастывающие. По ИК-спектрам установлено, что в исследуемых образцах преобладают парафиновые структуры нормального и изостроения, присутствуют длинные парафиновые цепочки. Отмечено наличие нафтеновых и ароматических структур. Эти соединения содержатся в значительно меньших количествах, чем парафиновые. Карбонильная группа отсутствует, нефть не окислена.

На коллективном медно-молибденовом концентрате, содержащем 30,9% меди (при извлечении 90,7%) и 0,12% молибдена (при извлечении 85,0%) проведена работа по отработке технологии селекции коллективного медно-молибденового концентрата с применением базовых и модифицированного флотореагента. В качестве базовых реагентов применялись сульфид натрия, бутиловый ксантогенат натрия, керосин, ОПСБ. В качестве модифицированного собирателя молибдена вместо керосина применяли реагент МФ.

Цикл селекции включал основную и контрольную молибденовую флотацию и четыре перечистки молибденового концентрата. Произведен подбор оптимального соотношения дизельного топлива и нефти, которое составило 1:1. Обработка реагента ультразвуком проводилась в течение 3 минут при 22 кГц.

По базовой технологии с применением керосина, при оптимальном расходе 200 г/т, получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 35% при извлечении 72% и медный концентрат с содержанием меди 30,5% при извлечении 94,1%.

В результате выполненных исследований с применением модифицированного реагента МФ показано, что данный реагент обеспечивает получение молибденового концентрата с более высоким содержанием и извлечением молибдена. Оптимальный расход данного реагента во флотации составил 125 г/т. Получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 38,2% при извлечении 74,7% и медный концентрат с содержанием меди 31,2% при извлечении 95,2%. Содержание и извлечение молибдена в молибденовый концентрат увеличивается на 2-3%. При этом стоимость и рас-

ход предлагаемого реагента МФ на 30% ниже, чем керосина.

*Список использованных источников*

1. Карнаухов С.Н., Плясовица С.С., Вилкова Н.В. Технология переработки молибденсодержащих руд //Горный журнал. – 2011.- № 8/9.- С.55-61.
2. Мязин В.П., Костромина И.В. Разработка комбинированного метода извлечения окисленного молибдена //Обогащение руд.- 2004.- № 1- С.21-23.
3. Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Тусупбаев Н.К., Мухамедилова А.М. Получение молибденового концентрата с применением модифицированных флотореагентов //Материалы 9 Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, 26-28 февраля 2013.- С.515-517.

***Н.С. Бектурганов, Н.К. Тусупбаев, Д.К. Турысбеков,  
Л.В. Семушкина, Ж.А. Ержанова***

Акционерное общество «Центр наук о земле, металлургии и обогащения» г. Алматы, Казахстан,  
nesipbay @ mail.ru

## **ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ НОВЫХ НАНОАКТИВАТОРОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ СФАЛЕРИТА**

Разработка новых способов воздействия на сложное полиметаллическое сырье с целью его эффективной переработки проводится во всех технически развитых странах.

В настоящее время уделяется большое внимание созданию и испытанию новых реагентов и реагентных режимов для флотации труднообогатимых тонковкрапленных руд [1]. Поверхностно-активные вещества, к которым относятся флотореагенты органического происхождения, способны образовывать мономолекулярные пленки на различных границах раздела твердое тело-жидкость. Такие пленки можно рассматривать как двумерные наносистемы.

Пленки, осажденные на поверхности твердых тел, могут образовывать как моно-, так и полислои, в результате чего можно получить гидрофильные и гидрофобные поверхности, имеющие большое значение во флотационных процессах. Например, известно, что для активации сфалерита обычно используют раствор сульфата меди.

Если в качестве активатора использовать коллоидный гидроксохлорид меди, то он образует на поверхности сфалерита адсорбционную пленку с глубоким характером закрепления, что намного улучшает флотацию этого минерала по сравнению с молекулярным раствором сульфата меди. При этом показано, что чем меньше размер коллоидного активатора, тем выше флотационная активность минерала.

В качестве активатора сфалерита для селективного разделения его от других минералов в производственной практике применяют медный купорос. Однако использование этого реагента имеет ряд недостатков, в частности большой расход до 900 г/т из-за протекания побочных процессов в пульпе (выпадение осадка в виде ксантогената меди, сорбция ионов меди тонкими шламами и др.). К тому же ионы меди, прочно

закрепляющиеся в кристаллической решетке на поверхности цинкового минерала, с трудом удаляются с поверхности сфалерита механическими воздействиями и реагентами (острым паром, раствором сернистого натрия).

Работами, проведенными нами ранее [2], было показано, что применение в качестве активатора сфалерита наноразмерного оксигидроксида меди намного улучшает флотацию этого минерала по сравнению с раствором сульфата меди. Активность оксигидроксида меди объясняется электростатическим притяжением положительно заряженных частиц к отрицательно заряженному минералу – сфалериту с образованием наноразмерных адсорбционных слоев и закреплением в кинетическом режиме наноразмерного активатора на поверхности минерала сфалерита. Этот процесс аналогичен процессу изотермической возгонки (испарения) малых капель и конденсации пара на более крупных, что объясняется капиллярным явлением. Для твердых частиц «испарение» представляет собой растворение (поверхностных молекул) мелких частиц.

С уменьшением размеров частиц доля таких поверхностных молекул возрастает. В результате происходит диффузия малых частиц с «растворенными» молекулами у поверхности к макрочастицам (крупным), имеющим изоморфную с мелкими частицами структуру. Идет как бы «поглощение» (коагуляция) мелких частиц крупными. Этот эффект усиливается в движущейся среде, когда среда обтекает крупную частицу, но радиус сечения захвата мелких частиц больше, что способствует их сближению с крупными частицами.

Наноразмерный оксигидроксид меди имеет ряд преимуществ по сравнению с классическим активатором: меньший расход (до 200 г/т), более селективен из-за отсутствия побочных эффектов, легко удаляется с поверхности сфалерита.

Использование более активного оксигидроксида меди при цинковой флотации руды Артемьевского месторождения (Казахстан) обеспечивает прирост содержания цинка в цинковом концентрате на 10-12%, при этом расход реагента, по сравнению с медным купоросом, снижается в четыре раза.

Однако получение наноразмерного оксигидроксида меди методом химической конденсации является дорогостоящим процессом.

Также из литературных данных известно, что гидроксид меди  $\text{Cu}(\text{OH})_2$  является нестабильным соединением. В зависимости от способа получения, температуры и времени хранения он дегидратируется уже при комнатной температуре, превращаясь в коагуляцию и оксид меди [3].

В связи с этим актуальным и целесообразным является получение наноразмерных активаторов сфалерита из природных минералов меди или богатого медного концентрата, что позволит существенно удешевить технологию их синтеза и упростить процесс флотации в целом.

Были исследованы способы получения наноразмерного активатора сфалерита из медных минералов – халькопирита, халькозина, борнита и ковеллина. Пробы минера-

лов истирались на вибрационной микро-мельнице «pulverisette O» фирмы «FRITISCH» (Германия) в водной среде в течение 1, 2 и 3 часов. Пробы исходных и измельченных медных минералов снимались на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. Результаты ЭДС-анализа медных минералов при различном времени измельчения (1-3 часа) на вибрационной микро-мельнице при увеличении X1000 показали, что распределение частиц по размерам имеет несколько пиков: от 0,04 мкм (40 нм) до 0,5 мкм (500 нм).

По результатам гистограмм распределения частиц измельченного халькопирита можно сделать вывод, что при измельчении в течение 1 часа количество частиц халькопирита крупностью 40-300 нм составляет 46,1%, после 2 часов измельчения – 51,4%, после 3 часов – 57,3%. В случае борнита при измельчении в течение 1 часа количество частиц борнита крупностью 40-300 нм составляет 49,4%, после 2 часов измельчения – 54,2%, после 3 часов – 56,6%.

Проведены исследования по флотуемости сфалерита с использованием в качестве активатора наноразмерных частиц медных минералов при разных рН среды и разных расходах в сравнении с медным купоросом и оксигидроксидом меди. Исследования проводились при рН среды от 6 до 12. При этом расход медных минералов составлял 20 мг/дм<sup>3</sup>, расход оксигидроксида меди - 10 мг/дм<sup>3</sup>, медного купороса - 200 мг/дм<sup>3</sup>.

Показано, что оптимальным рН среды для всех активаторов является рН=8-10. Результаты исследований показали, что флотация сфалерита возможна с применением в качестве активатора наночастиц медных минералов. При этом расход их гораздо меньше (в 10 раз), чем расход медного купороса.

Наилучшие результаты достигнуты в случае использования наноразмерных частиц ковеллина и борнита (содержание частиц крупностью +40-300 нм 56,6%). При этом извлечение сфалерита составило 80%, что выше, чем с применением медного купороса на 2%, но и на 2% ниже, чем с оксигидроксидом меди. Однако получение наноразмерного оксигидроксида меди методом химической конденсации является дорогостоящим процессом. Поэтому экономически выгодным является разработка активатора цинка из природных минералов меди. Оптимальный расход минералов меди составил 20 мг/дм<sup>3</sup>, что в 10 раз меньше, чем медного купороса.

Проведены работы по получению наноактиватора сфалерита из богатого медного концентрата Жезказганской обогатительной фабрики (Казахстан) и влиянию его на извлечение цинка из полиметаллических руд в сравнении с медным купоросом. Содержание меди в медном концентрате составляло 38-40%, железа – 9,0-9,5%. Медь в концентрате представлена в основном в виде вторичных минералов меди – халькозина, ковеллина и борнита.

Медный концентрат измельчался на вибрационной микро-мельнице «pulverisette O», затем подвергался обработке ультразвуком на ультразвуковом диспергаторе

УЗДН-М1200Т (Украина).

Флотационное действие наноактиватора сфалерита на основе медного концентрата проверялось на полиметаллической руде Тишинского месторождения (Казахстан), содержащей 0,3% меди, 0,42% свинца и 3,5% цинка.

В результате исследований показано, что с применением традиционного активатора сфалерита – медного купороса получен цинковый концентрат, содержащий 54% цинка при извлечении 94,2%. Расход медного купороса составлял 1000 г/т.

При использовании в цинковой флотации наноактиватора сфалерита, полученного на основе медного концентрата (при расходе в два раза меньше, чем медного купороса), получен цинковый концентрат, содержащий 52% цинка при извлечении 93,8%.

*Список использованных источников*

1. Чантурия В.А., Бочаров В.А., Краснов Г.Д. Проблемы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья //Цветные металлы. - 2005. - №12. - С. 8-12.
2. Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В., Калиева Р.С., Кайржанова Н.С., Калдыбаева Ж.А., Сулейменова У.Я. Способ флотации полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды /Патент РК на изобретение № 22030 от 15.08.2011, бюл. № 8.
3. Трегубова И.В., Альмов М.И., Анкудинов А.Б., Зеленский В.А., Тихомиров С.А. «О закономерностях и условиях синтеза металлических нанопорошков» //Цветные металлы, ИМЕТ РАН им А.А Байкова, 2011.- №5. – С. 47-52.

***А.В. Зимин, Л.А. Немчинова, И.В. Шадрунова\****

Уральское представительство научно-производственного объединения «Разработка Изготовление Внедрение Сервис», г. Учалы, Россия; l.nemchinova@mail.ru  
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия

**ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА СЕЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД НА ОСНОВЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ**

Селективная флотация медно-цинковых руд является одной из наиболее сложных задач обогащения науки из-за близких флотационных свойств сульфидов меди, цинка и железа, тонкого взаимопрорастания и наличия даже в пределах одного участка месторождений различных промышленных типов руд.

В настоящее время рудной базой для производства медных и цинковых концентратов являются 10 горнорудных предприятий осуществляющих добычу и переработку медных и медно-цинковых руд: ОАО «Гайский ГОК»-36,5% от общего объема добычи руды, ОАО «Учалинский ГОК» - 32,9%, ООО «Башкирская Медь» - 5,06%, ОАО «Святогор»- 10,1%, Сибайский филиал ОАО «Учалинский ГОК»- 3,3%,ОАО «Ормет»-1,8%, ЗАО «Урупский ГОК»-1,8%, ОАО «Бурибаевское рудоуправление»- 1,0%, АО «Александринская горнорудная компания»-1,0% и АО «Кировоградская

горнорудная компания»-0,5%. Усилиями научных и инженерно-технических сотрудников ГОКов извлечение цинка в цинковый концентрат за последние 10 лет возросло на обогатительных фабриках (ОФ) Урала с 23-71% до 43-81%.

Минералогический анализ медных концентратов и концентратов медных «головок» (получаемых при обогащении медно-цинковых руд показывает, что сфалерит в них представлен преимущественно свободными зернами (74-80%), из них от 50% до 82% находятся - в классе менее 10 мкм.

Поскольку свободные зерна сфалерита содержат максимальное количество цинка, то снижение их потерь в медном цикле флотации и перевод их в цинковый концентрат будет способствовать повышению, как качества, так и извлечения цинка. В связи, с чем в циклах выделения концентратов медных «головок» и в медном цикле флотации будет целесообразным применение слабого собирателя или его сочетания с сильным собирателем, обеспечивающее снижение потерь свободных тонких частиц сфалерита.

Одновременно с тем, что потери цинковых минералов в медных концентратах представлены свободными зернами, наличие сфалерита в грубых концентратах цинковых «головок» (выделяемых в рудном и цинковом циклах флотации) обусловлено наличием сростков с мелкозернистыми кристаллами пирита и недораскрытыми сростками сфалерита с крупнозернистым пиритом.

Наличие высокой доли сростков минералов в классе - 40 мкм, которые при флотации в щелочной среде являются неизбежными потерями, вследствие депрессирующего действия извести на пирит, говорит о необходимости доизмельчения данных продуктов.

В то же время при доизмельчении до первых десятков микрон как правило будет наблюдаться ошламование не только сфалерита, но и пирита, что приведет к сближению их флотируемости и к дальнейшим возможным потерям тонких классов сфалерита в хвостах флотации, а также к загрязнению концентратов пиритными шламами. Для предотвращения чего необходима разработка комплекса методов способствующих повышению селективности процесса и активации поверхности тонких частиц.

Для снижения потерь цинка с медным концентратом при обогащении медно-цинковых пиритных руд была изучена возможность повышения селективности разделения медных и цинковых минералов в циклах медных «головок», коллективной флотации и в цикле разделения коллективного концентрата с использованием нового селективного собирателя диалкилдитиофосфината  $((C_4H_9)_2 PSSNa)$  – коллектора AEROPHINE 3418A и его сочетания с бутиловым ксантогенатом.

Изучение влияния применения селективного реагента на основе диалкилдитиофосфината AEROPHINE 3418A на флотируемость тонких свободных зерен сфалерита позволило установить, что количество цинка в классе менее 10 мкм в готовом цинковом концентрате возрастает при применении данного собирателя до 38,72% по срав-

нению с 19,36% при применении бутилового ксантогената. Также показано, что вследствие применения диалкилдитиофосфината AEROPHINE 3418A и увеличения флотуемости свободных раскрытых зерен сфалерита в концентрате I цинковой «головки» повышается массовая доля цинка с 36,0% до 47-48,0%, являющемся составной частью готового цинкового концентрата, при этом извлечение цинка в концентрате I цинковой «головки» возрастает с 8,79% до 31,6%.

В условиях аналогичным флотационным исследовано влияние механической оттирки на состояние поверхности сфалерита и пирита методом ИК – спектроскопии. Выявлено, что механизм механической оттирки поверхности сульфидных минералов с близкими технологическими свойствами (сфалерита и пирита) обусловлен изменением состава поверхностных соединений – сульфидов и окисленных форм (сульфатов, карбонатов, гидроксидов) - уменьшение количества сульфатов и карбонатов на поверхности сфалерита способствует удалению излишней «окисленности» и более прочному закреплению собирателя вследствие создания мало растворимого сульфидоксантогената цинка, прочно связанного с решеткой минерала своей сульфидной группой ( $S^{2-}$ ), что обеспечивает гидрофобизацию и флотацию зерен сфалерита. При этом более интенсивное развитие гидроксидных соединений железа на поверхности пирита приводит к его гидрофилизации и снижению флотуемости.

Показано, что применение механической оттирки при флотации на мономинеральных фракциях сфалерита и пирита способствует повышению степени извлечения цинка на 16,7% и снижению извлечения пирита на 5,0%.

С целью повышения качества цинкового концентрата в ходе проведения исследований в различных операциях цинкового цикла флотации проверена целесообразность применения следующих физико-механических процессов:

- доизмельчения;
- теплового и аэрационного кондиционирования;
- механической оттирки.

В ходе проведения исследований разработан комплекс технологических операций с установленными параметрами, применение которых в определенной последовательности – доизмельчение до 77,0% класса менее 20 мкм с последующей механической оттиркой в течение 3-5 мин, с последующим аэрационным (10 мин) и окислительно-тепловым кондиционированием до 35-40<sup>0</sup>С, способствует интенсификации процесса селективной флотации сульфидов цинка и железа.

Экспериментально апробирована разработанная технология повышения качества цинкового концентрата, позволяющая: повысить содержание цинка в цинковом концентрате на 2,2% (до 51,57%) за счет применения комплекса физико-механических процессов, повысить извлечение цинка в цинковый концентрат на 3,66% (до 81,97%) за счет снижения потерь в медном концентрате.

Е.С. Томская, М.В. Рязанцева\*, Е.Л. Чантурия

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Московский государственный горный университет, г. Москва, Россия

\*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Российской академии наук Институт проблем комплексного освоения недр РАН г. Москва, Россия: letomskaya@yandex.ru

## К ВОПРОСУ О ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ АМИНА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Авторами изучена взаимосвязь минералого-геохимических особенностей железистых кварцитов с их адсорбционными и флотационными свойствами. Приведены результаты исследований по повышению эффективности извлечения кварца в пенный продукт обратной катионной флотации с использованием электрохимической обработки (ЭХО) реагента-амин. Показана возможность использования электрохимической технологии для повышения эффективности флотационного обогащения железистых кварцитов.

Органические амины в водных растворах имеют весьма сложную форму. В водной среде могут содержаться ионные, молекулярные, полимерные и мицеллярные формы амина в соотношениях, зависящих от концентрации реагентов и условий среды. Как известно, реагент в значительной степени влияет на строение и состав гидрофобного слоя на частицах минералов, а, следовательно, на их флотационное поведение (Чантурия В.А., Назарова Г.Н. Электрохимическая технология в обогатительно-гидрометаллургических процессах. М., Наука, 1977, 160 с.). Направленно изменить соотношение форм амина в жидкой фазе и повысить, тем самым, сорбцию реагента на поверхности минерала возможно с использованием ЭХО. ЭХО 0,1 %-го раствора реагента проводили в бездиафрагменной электрохимической ячейке с нерастворимыми титановыми электродами с окисно-рутениевым покрытием.

Результаты флотации показали, что электрохимическая обработка первичного амина при напряжениях ниже потенциала разложения воды ( $<1,2$  В) повышает активность собирателя по отношению к кварцу, способствуя увеличению его извлечения в пенный продукт на 6 – 7 % (рис. 1) (Е. Л. Чантурия, М. В. Рязанцева, Е. С. Томская, А. и др. «О перспективах использования электрохимической технологии водоподготовки и обработки реагентов для повышения эффективности

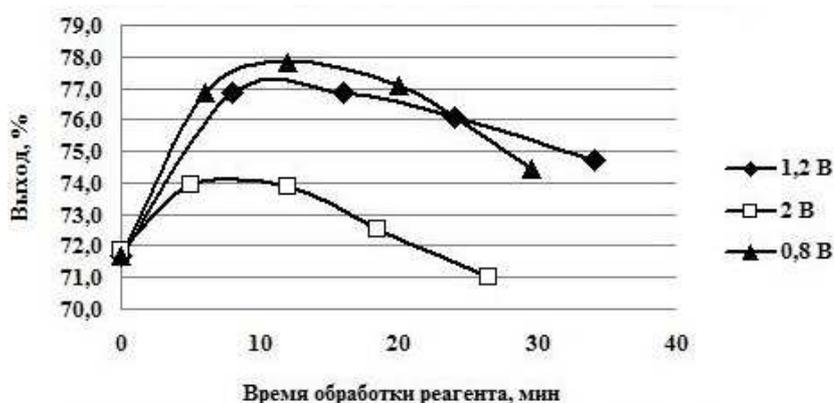


Рис. 1. Влияние режимов электрохимической обработки амина на выход кварца в пенный продукт

флотационного обогащения черновых магнетитовых концентратов на примере железистых кварцитов» // ГИАБ. Отдельные статьи (специальный выпуск). – 2012. – №12).

Результаты изучения камерных и пенных продуктов флотации кварца с помощью рентгенофлуоресцентной спектроскопии\* показывают, что в пенном продукте во всех случаях доля двуокиси кремния значительно выше, чем в камерном. Кроме того, электрохимическая обработка амина способствует снижению доли двуокиси кремния в камерном продукте на 3% по сравнению с нулевым опытом, что приведет к улучшению качества концентрата (табл.1).

Таблица 1

Результаты анализов продуктов флотации кварца на рентгенофлуоресцентном спектрометре ARL ADXP-2394

	без обработки		U=0,8В; t=6 мин		U=1,2В; t=8мин		U=2В; t=5 мин	
	камер.пр	пенн.пр	камер.пр	пенн.пр	камер.пр	пенн.пр	камер.пр	пенн.пр
SiO <sub>2</sub>	75,48	95,65	72,17	95,24	72,60	94,55	72,60	94,55
CaO	13,92	0,74	16,08	0,76	16,19	0,84	16,19	0,84
MgO	0,44	0,15	0,44	0,76	0,46	0,16	0,46	0,16
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,24	0,75	1,32	0,76	1,27	0,78	1,27	0,78
TiO <sub>2</sub>	0,10	0,03	0,10	0,03	0,10	0,03	0,10	0,03
Zn	0,85	0,55	1,46	0,88	0,75	1,07	0,75	1,07
Fe	4,22	0,79	4,35	0,82	4,65	0,97	4,65	0,97

С целью выявления механизма повышения эффективности флотации кварца электрохимически обработанным раствором амина проведены исследования форм его сорбции на поверхности минерала (Е. Л. Чантурия, М. В. Рязанцева, Е. С. Томская, А. А. Вишкова, Н. Г. Новикова, А. Н. Краснов «О перспективах использования электрохимической технологии водоподготовки и обработки реагентов для повышения эффективности флотационного обогащения черновых магнетитовых концентратов на примере железистых кварцитов» // ГИАБ (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). – 2012. – №12).

Исследования проводили в ИПКОН РАН с использованием ИК-спектроскопии на образцах пенных и камерных продуктов флотации кварца.

По ИК – спектрам однозначно можно заключить, что на поверхности кварца и пенного, и камерного продуктов амин закрепляется как в ионной, так и в молекулярной форме, что хорошо согласуется с данными других исследователей. Однако на поверхности частиц кварца камерного продукта флотации во всех исследованных случаях присутствие ионной формы собирателя выражено значительно сильнее, чем на поверхности частиц кварца пенных продуктов, т.е. на частицах кварца, перешедших в камерный продукт, амин закрепляется преимущественно химически (ионная форма сорбции амина) (рис. 2).

Результаты проведенных исследований позволяют предположить, что в результате электрохимической обработки изменяется соотношение форм амина в растворе и, соответственно форм их сорбции.

Под влиянием ЭХО возможен гидролиз амина с образованием, наряду с ионами, нейтральных молекул, что и приводит к повышению собирательной активности реагента (Богданов О.С., Гольман А.М., Каковский И.А., Классен В.И., Мелик – Гайказян В.И., Рябой В.И., Соложенкин П.М., Чантурия В.А. Физико-химические основы теории флотации. М.: Наука, 1983, 264 с.; Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К. и др. Теория и технология флотации руд. Под общей ред. Богданова О.С. М.: Недра, 1980, 431 с.)

Использование электрохимической технологии позволяет регулировать состав и соотношение форм сорбции реагента на поверхности минералов, что при флотационном обогащении железистых кварцитов может дать прирост качества магнетитового продукта на 2-4 %.

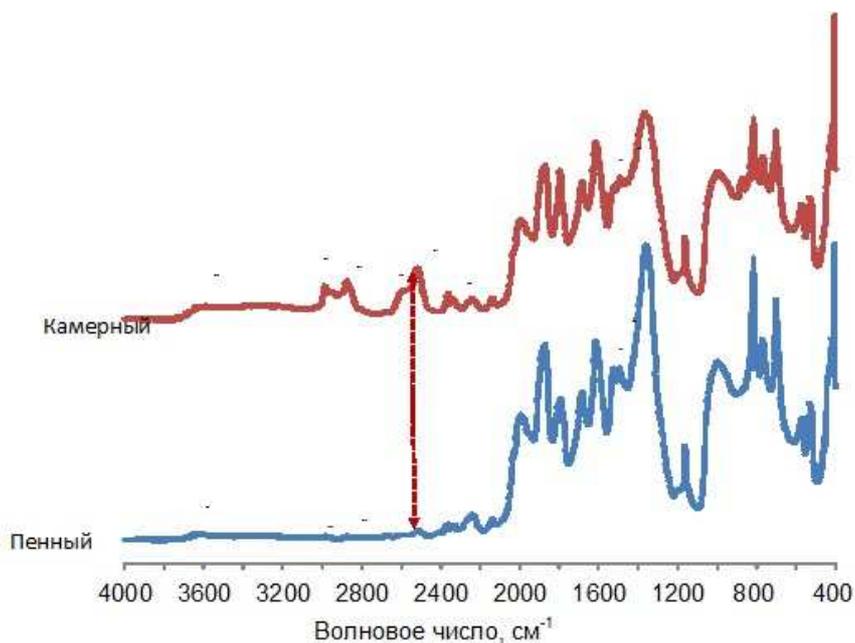


Рис. 2. ИК - спектры продуктов флотации

*Э.П. Тропман Н.К. Тусупбаев, А.О. Абдикулова, А.А. Муханова, Ж.А. Ержанова*  
АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г.Алматы, Казахстан; nesipbay @ mail.ru

## **ВЛИЯНИЕ КОМПОЗИЦИОННОГО АЭРОФЛОТА НА ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ РУДЫ ЖЕЗКАЗГАНА**

Повышение комплексности использования рудного сырья и извлечения сульфидных минералов при обогащении труднообогатимых руд с низким содержанием ценных компонентов, возможно решить путем совершенствования технологических схем, разработки новых реагентных режимов в которых, используются два типа собирателей и наиболее рациональнее, когда оба собирателя используют в сочетании в оптимальной комбинации.

В практике обогащения широко используются добавки аполярных масел, которые заметно повышают при флотации сульфидных руд технологические показатели обогащения и снижают расход основного собирателя ксантогената.

Однако, углеводородные масла также вызывают гашение и обезвоживание пены, снижая механический вынос и вызывая повышенный расход пенообразователя, снижая показатели обогащения.

Для флотации сульфидных руд разработан реагентный режим, в котором предложено заменить углеводородное масло новым реагентом-собирателем - композиционным аэрофлотом на основе спиртовых смесей бутилового спирта и сивушного масла (СМ)  $R-C_3H_7-C_6H_{13}$ , в соотношении 1:1. Основным компонентом сивушного масла является изоамиловый спирт - более 50% [1, 2].

Изучение физико-химических и поверхностных свойств композиционного аэрофлота показало, что он более прочно закрепляется на поверхности флотируемых частиц и своей плотной гидрофобной частью может гидрофобизировать более крупные частицы и флокулировать тонкие гидрофобные шламы.

Для подтверждения гидрофобизирующего действия аэрофлота, состоящего из смеси спиртов нормального и изостроения, определены его поверхностно-активные свойства на границе раздела вода-воздух [4].

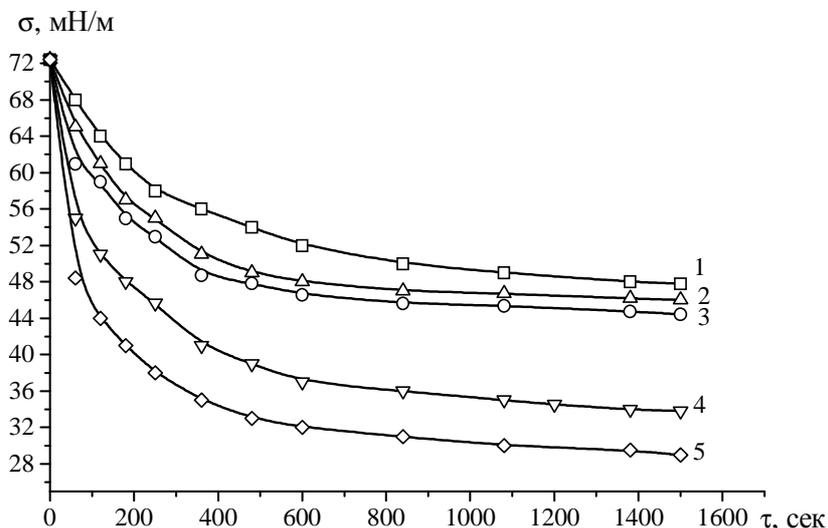


Рисунок 1 – Кинетические кривые изменения поверхностного натяжения индивидуального и смешанного (соотношение 1:1) аэрофлотов при их одинаковой концентрации равной  $2 \cdot 10^{-2}$  моль/дм<sup>3</sup>:  
1 – пропиловый; 2 – изопропиловый; 3 – амиловый; 4 – изоамиловый; 5 – композиционный аэрофлоты

Как видно из рис. 1 наибольшей скоростью установления равновесия на границе жидкость-газ обладают аэрофлоты изостроения и композиционный аэрофлот, полученный из смеси спиртов нормального и изостроения. Из этого следует, что чем выше скорость установления равновесия на границе вода-воздух, тем сильнее выражены собирательные свойства реагента, т.е. у аэрофлота имеющего углеводородные радикалы изо- и нормального строения создаются благоприятные условия к дисперсионному взаимодействию углеводородных цепей. При этом происходит усиление гидрофобизирующе-

го действия композиционного аэрофлота и сильнее обнажаются их полярные группы.

Таким образом, гидрофобизирующее действие аэрофлотов усиливается с удлинением углеводородного радикала с изостроением. Такой тип реагентов наиболее целесообразно применять для уменьшения потерь минералов тонких классов за счет их флокуляции.

Установлено положительное влияние композиционного аэрофлота на сорбцию ксантогената на пирите при их совместном использовании с ксантогенатом. Аэрофлот, сорбируясь на активных центрах поверхности пирита, частично дегидратирует ее, за счет его плотной гидрофобной части, чем облегчает диффузию к ней ксантогенат ионов, способствуя лучшей сорбции ксантогената, интенсифицируя процесс флотации, в пределах соотношений аэрофлот: бутиловый ксантогенат в соотношении 1:1.

Флотационные испытания композиционного аэрофлота проведены на медной руде. В схеме флотации медных руд предусмотрена раздельная флотация песков и шламов, раздельное кондиционирование с реагентами. Композиционный аэрофлот подавался в сочетании с ксантогенатом по всем операциям шламовой и песковой флотации.

Таблица 1

Результаты опытов с различными собирателями на медной руде  
в замкнутом цикле флотации

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %, г/т			Извлечение, %			Коэф. эфф., %
		Cu	Ag	SiO <sub>2</sub>	Cu	Ag	SiO <sub>2</sub>	
<b>Расход реагентов по основным операциям суммарно (г/т):</b>								
Основная шламовая флотация: Na <sub>2</sub> S – 65; ксантогенат бутиловый – 55; Т-92-84.								
Основная песковая флотация: Na <sub>2</sub> S – 2; ксантогенат бутилов. -25, трансф.масло -100, Т-92-20								
Медный концентрат	2,1	30,10	473,0	32,48	87,9	83,5	1,0	88,4
Хвосты отвальные	97,9	0,09	2,00	66,00	12,1	16,5	99,0	
Руда	100	0,72	11,89	65,30	100	100	100	
<b>Расход реагентов по основным операциям суммарно (г/т):</b>								
Основная шламовая флотация: Na <sub>2</sub> S – 65; ксантогенат бутиловый – 34; аэрофлот смесевой – 22; Т-92 – 60,								
Основная песковая флотация: Na <sub>2</sub> S – 21; ксантогенат бутиловый-16, аэрофлот смесевой-10, Т-92-8,5 трансфор. масло-0								
Медный концентрат	1,7	38,39	626,0	26,69	89,4	85,7	0,7	90,3
Хвосты отвальные	98,3	0,07	1,80	65,28	9,6	14,3	99,3	
Руда	100	0,73	12,41	64,65	100	100	100	

Результаты испытания представлены в табл. 1. По результатам испытаний сделаны следующие выводы:

- с применением ксантогената (стандартный опыт) получен медный концентрат с содержанием в нем меди – 30,10%, серебра 473,00 г/т, кремния 32,48%, при извлечении меди – 87,9%, серебра 83,5%. Содержание меди в хвостах – 0,09%;
- с применением нового реагентного режима – ксантогената в сочетании с композиционным аэрофлотом получен медный концентрат с содержанием в нем меди

38,39%, серебра 626,0 г/т, кремния 26,62%, извлечение меди 89,4%, серебра 85,7% . Содержание меди в хвостах 0,07%;

- повышено качество медного концентрата, на 8,29%, извлечение меди на 1,5%, серебра на 3,2%, при этом снижено содержание кремния в медном концентрате на 5,86%, процесс флотации идет более спокойно, в перечистках пена равномерно нагруженная без пływучек. Аэрофлот селективен, при его применении сокращается расход реагентов: ксантогената от 30 до 60%, вспенивателя до 50%, углеводородные масла полностью исключаются из процесса флотации.

Эффективность разработанного реагентного режима с применением композиционного аэрофлота составляет 90,3% по сравнению со стандартным реагентным режимом 88,4%.

Флотационными испытаниями на руде показано: большая флотационная активность композиционного аэрофлота объясняется большим вкладом химически сорбированного реагента и большей длиной углеводородного радикала, состоящего из спиртов нормального и изостроения, следовательно, меньшей растворимостью поверхностных соединений, а так же за счет влияния коллоидно-химических и флотационных свойств сочетания комбинации собирателей - бутиловый ксантогенат: композиционный аэрофлот.

*Список использованных источников*

1. Каррер П. Курс органической химии. – Л.: Госхимиздат, 1992. – 125 с.
2. Тропман Э.П., Тусупбаев Н.К., Троеглазова А.В. и др. Синтез диалкилдитиофосфорных кислот на основе бутилового спирта и фракции спиртов  $R-C_4H_9-C_3H_7-C_6H_{13}$  // Труды Международной конференции Metallurgia XXI века – состояние и стратегия развития. – Алматы, 2006. - С.125-130.
3. Тропман Э.П., Тусупбаев Н.К. Физико-химические свойства новых реагентов-собирателей // Сб. научных трудов ВНИИцветмет. – Инновационные разработки для горно-металлургической промышленности.- Усть-Каменогорск, 2007. –С.67-71.
4. Тропман Э.П., Тусупбаев Н.К., Михайлов А.М. и др. Влияние некоторых физико-химических характеристик на флотационные свойства диалкилдитиофосфатов, полученных путем комбинирования исходного сырья.// Цветные металлы,- 2008. - №5. С.15-17.

***В.Г. Лобанов, Ф.М. Набиуллин, В.В. Начаров, Н.А. Филонов, П.А. Замотин***

Уральский Федеральный Университет имени первого Президента России Б.Н.Ельцина  
ООО «Березовское рудоуправление», г. Екатеринбург, Россия, lobanov-vl@yandex.ru

## **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ БЕРЕЗОВСКОЙ РУДЫ**

Многолетней проблемой флотационного обогащения сульфидно-кварцевой руды на Березовском руднике является наличие в ней талька.

Измельченный тальк (силикат магнезия) в силу особенностей кристаллографической структуры проявляет ярко выраженные гидрофобные свойства. При извлечении

путем пенной флотации ценных минералов таких, как золото и платина, сульфиды тяжелых цветных металлов, талькоподобные силикаты даже при содержании

1-2% вызывают существенные проблемы, в частности обуславливают формирование устойчивой, плохо разрушаемой пены и разубоживают флотоконцентрат. При флотации талькосодержащих руд используют такие депрессанты, как камедь рожкового дерева, крахмал, танин, декстрин, крахмал, гемицеллюлоза. Большинство указанных реагентов плохо растворимы в воде, сравнительно дороги, не обеспечивают избирательности.

Для решения указанной проблемы на обогатительной фабрике в свое время была испытана технология, основанная на использовании карбоксиметилцеллюлозы. Но относительно высокие затраты на этот реагент не позволили применять этот реагент в промышленном варианте. Проведены исследования по оценке возможности использования в качестве подавителя талька промышленных лигносульфонатов. Отличительной особенностью данного реагента является его доступность и существенно меньшая, чем у КМЦ, стоимость. Показано, что при расходе этого реагента не более 0,5-1 кг/т флотация талька полностью исключается. Предложены технологические приемы, направленные на нейтрализацию возможного негативного влияния данного подавителя на флотацию золота. Промышленное применение лигносульфоната в течение года показало высокую эффективность рассмотренного способа.

*А.В.Богданович, А.М.Васильев М.П.Алексеев\*, В.М.Лепёхин\**

ЗАО «Механобр инжиниринг», г. Санкт-Петербург, Россия;

\*ООО «Гиромшины», г. Санкт-Петербург, Россия

## **ЦЕНТРОБЕЖНЫЕ СЕПАРАТОРЫ СЕГРЕГАЦИОННОГО ТИПА И ОСОБЕННОСТИ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕЛКОЗЕРНИСТЫХ РУД И МАТЕРИАЛОВ**

Гравитационное разделение в центробежных полях за последние два десятилетия получило весьма широкое распространение, особенно при обогащении руд благородных металлов.

Появилось большое количество центробежных сепараторов различных конструкций с периодической и непрерывной разгрузкой концентратов (MGS, Knelson, Falcon, ИТОМАК, ЦВК, ЦКПП и др.) [1-4]. Все эти аппараты можно разделить на два больших класса по принципу разрыхления улавливающей «постели», состоящей из частиц минералов высокой плотности.

В сепараторах *классифицирующего типа* разрыхление улавливающей постели ведётся путём подачи воды через отверстия малого диаметра сквозь стенку вращающегося конического рабочего органа. В сепараторах *сегрегационного типа* разрыхле-

ние «постели» производится путём наложения на рабочий орган механических высокочастотных колебаний различной амплитуды.

Исследования, выполненные в ЗАО «Механобр инжиниринг» показали, что гравитационное разделение в этих двух типах сепараторов идёт по-разному. Причём сепараторы сегрегационного типа обеспечивают улавливание очень мелких частиц высокой плотности более эффективно, позволяя в некоторых случаях обогащать руды, измельчённые до крупности менее 0,044 мм, с получением результатов близких, а иногда и превышающих результаты флотации. Концентраты, получаемые на центробежных сепараторах сегрегационного типа (MGS, ЦВК, ЦКПП, «Шихан»), всегда имеют повышенное содержание тонких классов частиц по сравнению с исходным питанием [3-5].

Концентраты сепараторов классифицирующего типа, таких как Knelson, Falcon, ИТОМАК, всегда грубее по гранулометрическому составу, чем питание, что связано с вымыванием тонких составляющих струями подаваемой в рабочее пространство воды. При извлечении свободных частиц благородных металлов, золота, платиноидов, серебра, имеющих очень высокие плотности, преимущество сепараторов сегрегационного типа проявляется далеко не всегда, а только при наличии в руде больших количеств тончайших тяжёлых частиц. Но при обогащении многих руд цветных и редких металлов, а также окисленных железных руд сепараторы сегрегационного типа обеспечивают существенно более высокие показатели разделения, чем сепараторы классифицирующие.

Основным недостатком сепараторов сегрегационного типа до последнего времени было отсутствие машин высокой производительности. Одним из самых совершенных такого рода аппаратов по точности разделения тонких частиц, безусловно, является сепаратор конструкции Мозли – MGS (multy gravity separator), на котором удавалось, например, на оловянной руде достигать показателей разделения существенно более высоких, чем при их флотации, и успешно делить руду, измельчённую до крупности 80% менее 6 мкм [4,5]. К сожалению, сепаратор MGS, в котором разделение осуществляется в очень тонком слое пульпы, в промышленных условиях на самых крупных аппаратах не позволял достичь производительности более 1-3 т/ч. Сепараторы ЦВК (конструкции В.А.Пугачёва) и ЦКПП (конструкции Е.Д. Кравцова) пока также существуют в лабораторных и, в лучшем случае, полупромышленных вариантах, и только с периодической разгрузкой концентратов.

Недавно разработанный сепаратор сегрегационного типа «Шихан» свободен от многих недостатков других сегрегационных аппаратов [6]. На нём возможно осуществлять обогащение тонкоизмельчённых руд, как с периодической, так и с непрерывной разгрузкой концентрата. Его простой надёжный привод позволяет создавать аппараты производительностью в десятки тонн в час. При обогащении оловянной руды крупностью около 70% класса -0,074 мм на сепараторе «Шихан» были получены ре-

зультаты более высокие, чем при флотации.

Весьма интересные результаты, близкие к результатам флотационного разделения, на «Шихане» были достигнуты при обогащении одной из гематитовых руд крупностью 80% класса – 0,044 мм. Сравнение разделения золотосодержащей весьма тонковкрапленной руды на концентрате Knelson и «Шихан» показали заметные преимущества последнего. Центробежная сепарация в аппаратах сегрегационного типа является одним из самых перспективных направлений совершенствования гравитационного разделения, которое становится реальным конкурентом головных стадий флотационного обогащения руд.

*Список использованных источников*

1. Богданович А.В. Разделение минеральных частиц в центробежных полях- обогатительная технология будущего. – Горный журнал, 1997, №2, с.24-26.
2. Богданович А.В. Интенсификация процессов гравитационного обогащения в центробежных полях. - Обогащение руд, 1999, №1-2, с.33-35.
3. Богданович А.В., Федотов К.В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков и тонковкрапленных руд. – Горный журнал, 2007, №2, с. 51-57.
4. Nurker P., Chan S.K., Mozley R.H. Modelling the Multy-Gravity Separator. – Proceedings of XVII Int. Min. Proc. Congr. Dresden, 1991, v.3, p.77-89.
5. Roy S. Recovery Improvement of Fine Iron Ore Particles by Multi Gravity Separation. – The Open Mineral Processing Journal, 2009, v.2., p.17-30.
6. Лепехин В.М., Алексеев М.П., Пухов А.В. Испытание центробежного концентрата «Шихан» – гравитационного аппарата нового типа. – Золото и технологии, 2011, №2(12), с. 18-21.

***Г.П. Андронов, И.Б. Захарова, Н.М. Филимонова***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия; andronov@goi.kolasc.net.ru; zakharova@goi.kolasc.net.ru; filimonova@goi.kolasc.net.ru

## **ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ТОНКОДИСПЕРСНОГО АПАТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

Флотационные концентраты, производимые на горно-обогатительных предприятиях, перед операцией фильтрации и сушки проходят стадию обезвоживания. При сгущении концентратов происходят потери полезных минералов со сливами сгустителей. Большое количество исследований направлено на изучение снижения потерь «тонких» минеральных частиц полезных компонентов в операции обезвоживания. Один из таких примеров – потери апатита при проведении сгущения флотационного апатитового концентрата.

Апатитовый концентрат, получаемый флотацией, содержащий 37,0-38,0%  $P_2O_5$  и 40% твердого, поступает в цикл сгущения (сгуститель П-18). В результате операции сгущения выходят пески сгустителя (содержание  $P_2O_5=38,0\%$ , 65% твердого) и слив с

содержанием 25%  $P_2O_5$  и 0,5-1% твердого. Сброс сливов сгустителей апатитового концентрата составляет 10 -11 т/ч, что приводит к потерям апатита. По данным гранулометрического анализа слив сгустителя представлен на 84,6% классом минус 28 микрон (21,53%  $P_2O_5$ ) . Содержание  $P_2O_5$  в классе +28 микрон составляет 37,2%, при содержании 1,7% MgO (табл. 1).

Таблица 1

Гранулометрический состав слива сгустителя

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		$P_2O_5$	MgO	CO <sub>2</sub>	$P_2O_5$	MgO	CO <sub>2</sub>
+0,050	4,8	38,91	1,11	2,94	7,8	0,8	1,0
-0,050+0,040	2,1	38,69	1,07	4,03	3,4	0,3	0,5
-0,040+0,036	2,8	37,80	1,57	5,46	4,4	0,	1,1
-0,036+0,028	5,7	35,10	2,56	7,46	8,3	2,2	3,0
-0,028	84,6	21,53	7,50	15,72	76,1	96,0	94,3
Итого	100,0	23,94	6,61	14,11	100,0	100,0	100,0

Выполнен анализ содержания и распределения химических компонентов в сливе более «тонких» классов крупности 20,10,5 микрон (табл. 2). Анализ гранулометрического состава класса крупности минус 28 микрон показал, что данный класс представлен на 63,3% частицами крупностью -28 +20 микрон. Содержание частиц крупностью менее 10 микрон в концентрате составляет 10,5 процентов. Отмечается снижение содержания  $P_2O_5$  от верхних классов к нижним (с 23,36% до 12,24%) и одновременным увеличением содержания MgO (до 11,42%) и CO<sub>2</sub> (до 18-19%) в нижних классах крупности.

Таблица 2

Содержание химических компонентов в сливе сгустителя.

Класс крупности, мкм	Выход, % от опер.	Содержание,%			Извлечение от исх.,%		
		$P_2O_5$	MgO	CO <sub>2</sub>	$P_2O_5$	MgO	CO <sub>2</sub>
-28+20	61,3	23,36	6,96	15,01	49,8	55,3	55,2
-20+10	28,2	21,28	7,46	16,06	20,8	27,3	27,2
-10+5	9,1	15,61	9,63	19,08	4,9	11,4	10,4
-5	1,4	12,24	11,42	18,17	0,6	2,0	1,5
Итого	100,0	21,91	7,41	15,72	76,1	96,0	94,3

Исследования по снижению потерь - получению апатитового концентрата (продукта) из слива сгустителя апатитового концентрата проводились по трем направлениям: флотация; полиградиентная магнитная сепарация и гравитационная классификация.

**Флотация.** Применение прямой флотации апатита с использованием жирнокислотного собирателя не привело к положительным результатам.

Методом обратной флотации получен камерный продукт с содержанием 6,13% MgO и 29,27%  $P_2O_5$ , выход которого составил 61,6%. Данный способ позволил повысить содержание  $P_2O_5$  с 24,5 до 29,27%, при этом не было достигнуто снижения окиси магния (содержание MgO уменьшилось с 6,7 до 6,13%). Проведены исследования по

изучению влияния различных депрессоров на флотацию апатита.

**Полиградиентная сепарация.** Выполнены исследования по сепарации слива сгустителя апатитового концентрата на полиградиентном мокром магнитном сепараторе при напряженности  $11,9 \times 10^5$  А/м (табл. 3).

Таблица 3

Результаты полиградиентной магнитной сепарации

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO
Немагнитный продукт	89,4	24,93	5,98	92,1	81,3
Магнитный продукт	10,6	5,98	11,59	7,9	18,7
Исходный	100,0	24,19	6,57	100,0	100,0

Результаты полиградиентной магнитной сепарации показали небольшую концентрацию форстерита в магнитной фракции, выход которой составил 10,6%. Содержание MgO в магнитном продукте увеличивается до 11,5%. В немагнитной фракции снижение окиси магния незначительное до 5,98% при содержании 24,93% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Магнитная сепарация не дает возможности получить апатитсодержащий продукт более 24,9% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

**Гидравлическая классификация.** Анализ гранулометрического состава слива сгустителя показал наличие в «верхних» классах крупности повышенного содержания апатита (37,15% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) при содержании 2,45% MgO. Из существующих методов классификации по крупности был выбран седиментационный метод обогащения, который основан на разности в скорости осаждения частиц за счет действия гравитационных сил отличающихся по крупности.

Время осаждения частиц крупностью 30, 25 и 15 микрон рассчитывалось по формуле Стокса. Наиболее низкое содержание 3,28-4,16% MgO в песках достигнуто при времени осаждения - 2 минуты (табл. 4). Получен апатитовый концентрат с содержанием 33,0% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, выход которого составил 20,7%. С увеличением времени осаждения 3; 6 минут выход песков увеличивается до 43,8%; 58,9% соответственно, а также происходит снижение содержания P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> до 28,96%; 26,71% и увеличение содержания MgO до 4-5%.

Шламовый анализ (лазерный анализатор) слива гравитационной классификации представлен в табл. 5.

Таблица 4

Результаты обогащения слива апатитового сгустителя.

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO
Слив	79,3	21,74	7,55	71,6	89,8
Пески	20,7	33,0	3,28	28,4	10,2
Исходный	100,0	24,07	6,67	100,0	100,0

Таблица 5

Гранулометрический состав слива.

Класс крупности, мкм	Выход класса, %	
	Время осаждения 2 мин	Время осаждения 6 мин
-30+20	12,87	0,64
-20+10	42,27	44,58
-10+5	19,52	25,37
-5+2	13,39	15,24
-2+1	6,85	8,42
-1	5,1	5,75
Итого	100,0	100,0

**Выводы.**

Результаты исследований по получению апатитового концентрата из слива сгустителя апатитового концентрата показали:

- методом обратной флотации получен камерный продукт с содержанием 6,13% MgO и 29,27% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, выход которого составил 61,6%. Данный способ позволил повысить содержание P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> с 24,5 до 29,27%, но при этом не достигнуто снижения окиси магния;
- использование полиградиентной магнитной сепарации при обогащении слива сгустителя с содержанием 24,19% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и 6,72% MgO на максимальной напряженности магнитного поля позволило получить немагнитный продукт с содержанием 24,9% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и 5,98% MgO;
- при использовании метода гравитационной классификации показана возможность получения из слива сгустителя с содержанием 85% класса крупности минус 28 микрон и 24% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> - апатитового концентрата с содержанием P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 30,26-33,0% и MgO 4,16-3,28% при выходе 20,7-29,8%. Крупность апатитового концентрата составляет менее 50 микрон.

*Х. Айбек, Д. Нямгэрэл, П. Энхболд*

Технологический институт имени Ш.Отгонбилэга, Гидрометаллургическая исследовательская лаборатория (ТИС ГИЛ), г. Эрдэнэт, Монголия; aibek@erdenetmc.mn

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СОБИРАТЕЛЯ ОКИСЛЕННЫХ МИНЕРАЛОВ  
МЕДИ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ  
МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЭРДЭНЭТИЙН ОВОО**

В лаборатории Технологического института имени Ш.Отгонбилэга испытан новый селективный собиратель АМ-2, компания AxisHouse (Pty) Limited (ЮАР), реагента для флотации окисленного и смешанного медьсодержащего минерального сырья. Реагент АМ-2 применяется для флотации медных руд, в составе которых присутст-

вуют один или несколько минералов: малахит, азурит, хризоколла, брошантит. Особенность данного реагента в том, что он эффективен на сульфидных-окисленных смешанных медных рудах, при переработке флотацией окисленных «шляп», что позволяет вовлечь в переработку руды, которые ранее отправлялись на выщелачивание или в отвал. Собиратель был опробован на различных обогатительных фабриках.

Необходимое условие расхода реагента для лучшего результата, рН должно быть выше 8. Для руд с высоким содержанием (выше 5%) с высоким уровнем окисленных минералов (выше 30%) расход АМ-2 может составлять до 1000г/т. При малых содержаниях (0.5- 4%) и малом содержании окисленных (5-30%) дозировка составляет 5 – 200 г/т.

Цель работы - обоснование выбора селективного собирателя АМ-2 для повышения извлечения меди на основе флотационных свойств по отношению окисленных минералов меди.

Таблица 1

**Результаты экспериментов**

Продукты	Выход,%		Содержание,%					Извлечение,%				
	г	%	Cu <sub>общ</sub>	Cu <sub>I</sub>	Cu <sub>II</sub>	Cu <sub>окс</sub>	Mo <sub>общ</sub>	Cu <sub>общ</sub>	Cu <sub>I</sub>	Cu <sub>II</sub>	Cu <sub>окс</sub>	Mo <sub>общ</sub>
Опыты 1.1 (без АМ-2)												
Конц-1	52.33	5.47	10.12	7.00	2.90	0.08	0.378	91.14	92.10	94.20	29.96	73.13
Конц-2	10.36	1.08	1.51	0.87	0.55	0.07	0.097	2.69	2.26	3.56	5.25	3.71
Общие	62.69	6.55	8.69	5.98	2.51	0.08	0.332	93.84	94.37	97.77	35.21	76.84
Хвосты	894.7	93.45	0.04	0.02	0.004	0.01	0.007	6.16	5.62	2.22	64.78	23.15
Исх. руда	957	100	0.61	0.42	0.17	0.02	0.03	100	100	100	100	100
Опыты 1.2 (без АМ-2)												
Конц-1	54	5.66	10.05	-	-	24.88	0.57	90.97	-	-	66.45	79.09
Конц-2	14.05	1.47	0.87	-	-	2.90	0.13	2.05	-	-	2.02	4.87
Общие	68.05	7.14	8.15	-	-	20.34	0.48	93.02	-	-	68.47	83.96
Хвосты	885.5	92.86	0.05	-	-	0.72	0.01	6.98	-	-	31.53	16.04
Исх. руда	957	100	0.61	-	-	0.02	0.03	100	-	-	100	100
Опыты 2.1 (с АМ-2, основная флотация)												
Конц-1	82.32	8.65	6.2	4.35	1.75	0.1	0.162	88.83	90.91	89.82	48.40	37.08
Конц-2	15.93	1.67	1.35	0.64	0.49	0.069	0.778	3.74	2.59	4.87	6.46	34.46
Общие	98.25	10.33	5.41	3.74	1.546	0.095	0.262	92.57	93.50	94.68	54.86	71.54
Хвосты	853	89.67	0.05	0.03	0.01	0.009	0.012	7.42	6.50	5.32	45.14	28.46
Исх. руда	951.2	100	0.60	0.41	0.169	0.018	0.038	100	100	100	100	100
Опыты 2.2 (с АМ-2, основная флотация)												
Конц-1	53.02	5.57	8.3			17.5	0.3	84.46			48.86	39.82
Конц-2	18.62	1.96	1.1			7.4	0.5	3.84			7.19	28.23
Общие	71.64	7.53	6.4			14.9	0.3	88.30			56.05	68.05
Хвосты	880.1	92.47	0.069			0.95	0.013	11.70			43.95	31.95
Исх. руда	957	100	0.61			0.02	0.03	100			100	100
Опыты 3 (с АМ-2, контрольная флотация)												
Конц-1	52.75	5.50	10.3	7.04	2.84	0.082	0.399	90.57	93.99	87.45	29.36	64.23
Конц-2	56.09	5.85	0.25	0.12	0.08	0.049	0.027	2.33	1.70	2.62	18.66	4.62
Общие	108.8	11.34	5.121	3.47	1.41	0.065	0.207	92.90	95.69	90.07	48.02	68.85
хвосты	850.7	88.66	0.05	0.02	0.02	0.009	0.012	7.09	4.31	9.93	51.98	31.15
Исх. руда	959.6	100	0.625	0.412	0.17	0.015	0.034	100	100	100	100	100

Исследованы флотационные свойства собирателя АМ-2 при флотации медно-

молибденовой руды месторождения Эрдэнэтийн Овоо. Измельчение руды осуществлялось до-74, с содержанием 70%. Эксперименты проводились на флотмашине Essa объемом камеры 3 л, при следующих условиях: скорость импеллера 700 об/мин, расход воздуха от 5-10 л/мин, рН среды флотации 9-10.

Технологическая схема флотации представлена на рис. 1.

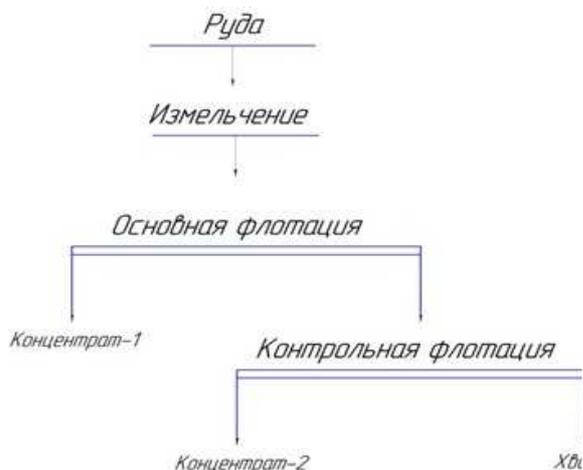


Рис. 1. Технологическая схема флотации с применением собирателя АМ-2

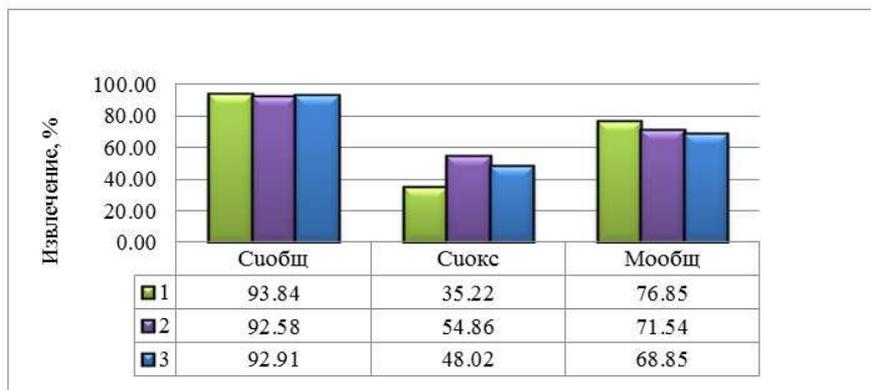


Рис. 2. Извлечение меди и молибдена

Флотационные эксперименты выполнены в присутствии АероМХ и ВК-901Вс соотношением 70:30, 15 г/т; сернистый натрий-15 г/т; МИБК- 15 г/т; с подачей реагента АМ-2 в основную и контрольную флотацию с расходом-200 г/т.

При проведении исследований использовали руду КОО «Предприятие Эрдэнэт» с общим содержанием меди 0,6% с окисленностью-2,5%, экспериментально установлено, что при добавлении реагента АМ-2 общее извлечение меди уменьшилось с 93,84% до 92,57%, а извлечение окисленных минералов меди увеличилось с 35,22% до 54,86%. При этом извлечение молибдена уменьшилось с 76,85% до 71,54%.

На практике установлено, что необходимо добавить реагент АМ-2 только в основную флотацию, нежели в контрольную флотацию, для увеличения основных технологических показателей флотации медно-молибденовой руды.

Флотационным экспериментом подтверждено, что применение реагента АМ-2 в качестве селективного собирателя окисленных минералов меди позволит повысить извлечение меди и качество медно-цинковых концентратов при селективной флотации медно-молибденовой руды месторождения Эрдэнэтийн Овоо.

***Е.В.Попова, А.В. Авербух, М.И.Стихина, А.А.Нечунаев***  
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия; sobyanina\_ev@umbr.ru

## **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ТРУДНООБОГАТИМЫХ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД УРАЛА**

Полиметаллические руды Урала весьма труднообогащаемы, это связано с близкими флотационными свойствами разделяемых минералов, их тонкой вкрапленностью. Для разработки технологии обогащения в ОАО «Уралмеханобр» были предоставлены пробы медно-цинковых руд Западно-Озерного и верхнего яруса Узельгинского месторождений. В рудах отмечено низкое содержание ценных компонентов, в руде Западно-Озерного месторождения неблагоприятное соотношение медных и цинковых минералов 1:1, в руде верхнего яруса Узельгинского месторождения соотношение составило 1:2,5.

Основной сложностью при обогащении данных руд является высокое содержание в них теннантита –22-55 %, эмульсионная вкрапленность ценных минералов в пирите, присутствие различных форм пирита в рудах. Для руды Западно-Озерного месторождения отмечено высокое содержание водорастворимой меди – 11 %. Известно, что присутствие теннантита в руде ведет к активации флотации сфалерита, при этом по эффективности флотации теннантит стоит последним из ряда минералов халькопирит-пирит-сфалерит- теннантит. В результате проведенных исследований разработана коллективно-селективная схема обогащения руд Западно-Озерного и верхнего яруса Узельгинского месторождений, при этом получение кондиционных медного и цинкового концентратов из руды Западно-Озерного месторождения возможно лишь после промывки руды и удаления водорастворимых соединений меди.

В качестве реагентов депрессоров предложены: сернистый натрий и цинковый купорос в известковой среде, в соотношении 1:3. Активатор цинковых минералов – медный купорос. Рудное измельчение составило 80-83% класса минус 0,071 мм, доизмельчение коллективного концентрата составило 95-98 % класса минус 0,045 мм.

Медный и цинковый концентраты получены пенным продуктом трех перечисленных операций.

Из руды верхнего яруса Узельгинского месторождения получены медный концентрат с массовой долей меди 18,8 % и извлечением 70,97%, цинковый концентрат с

массовой долей цинка 48,98% и извлечением 71,78%. Из руды Западно-Озерного месторождения получены медный концентрат с массовой долей меди 18,37 % и извлечением 57,49 %, цинковый концентрат с массовой долей цинка 41,28 % и извлечением 48,86%.

В результате проведенных исследований удалось разработать эффективную технологию для обогащения труднообогатимых руд верхнего яруса Узельгинского и Западно-Озерного месторождений с получением кондиционных медного и цинкового концентратов.

***Е.Б. Порывай***  
ЗАО «УРАЛСОФТ»

## **РАСЧЁТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ПОМОЩИ АППАРАТА НЕЧЁТКИХ МНОЖЕСТВ**

Из практики обогащения руд известно, что повышение качества концентрата приводит к снижению извлечения. С другой стороны, повышение содержания полезного компонента в исходной руде при том же качестве концентрата и при прочих равных условиях приводит к повышению извлечения.

Каких-либо формул или методик расчёта результатов обогащения при изменении содержания полезного компонента в исходном и в концентрате не существует.

Тем не менее, при планировании работы обогатительных фабрик важнейшей задачей как раз и является определение извлечения полезного компонента в концентрат при известных содержаниях его в исходном и концентрате. При решении этой задачи обычно используется предыдущий опыт и интуитивные ощущения экспертов.

Именно это может быть положено в основу расчёта баланса обогатительной фабрики в случае применения методологии, вытекающей из теории нечётких множеств. Покажем, как это можно сделать практически.

Теория нечётких множеств (Fuzzy Sets), не смотря на свою относительную молодость, вследствие бурного развития обладает хорошо развитым аппаратом для решения прикладных задач. Знакомство с теорией можно начать с посещения ресурса [1] или прочитать работу [2].

В настоящей работе используется пакет «Fuzzy Logic Toolbox» вычислительной среды MATLAB в соответствии с рекомендациями, содержащимися в работе [3], при этом предполагается, что читатель знаком с основными понятиями теории нечётких множеств.

Автор приносит глубокую благодарность доценту кафедры компьютерных систем управления Винницкого государственного технического университета кандидату

технических наук Штовбе Сергею Дмитриевичу за превосходное практическое руководство по применению «Fuzzy Logic Toolbox».

Итак, мы знаем, что если обогащать бедную руду на богатый концентрат, то извлечение будет очень низким, а если обогащать богатую руду на бедный концентрат, то извлечение будет очень высоким.

Остаётся определить понятия «бедной», «рядовой» и «богатой» руды, сделать то же для концентрата и извлечения, а затем написать правила для извлечения, исходя из различных сочетаний руды и концентрата.

В пакете Fuzzy Logic Toolbox в соответствии с рекомендациями работы [3] определим понятия «бедной», «рядовой» и «богатой» для руды, «низкий», «средний», «высокий» для концентрата и (3×3) девять градаций для извлечения (см. рис. 1,2 и 3). При этом не будем особенно изощряться при выборе вида функции принадлежности, а примем то, что предлагает пакет по умолчанию.

Диапазон изменения содержания меди в руде принят равным от 2,0 до 3,0%, концентрата от 18 до 22%, извлечения от 88 до 92%.

Обозначения термов приняты в соответствии с табл. 1.

Таблица 2

Обозначения термов

Компонент	Номер терма	Наименование терма	Обозначение
Руда	1	Бедная руда	BED
	2	Нормальная руда	NR
	3	Богатая	BOG
Концентрат	1	Низкое содержание	N
	2	Среднее содержание	S
	3	Высокое содержание	V
Извлечение	1	Извлечение ниже некуда	INN
	2	Очень низкое извлечение	ONI
	3	Низкое извлечение	NI
	4	Извлечение ниже среднего	INS
	5	Среднее извлечение	SI
	6	Извлечение выше среднего	IVS
	7	Высокое извлечение	VI
	8	Очень высокое извлечение	OVI
	9	Извлечение выше некуда	IVV

Система правил для определения извлечения принята по табл. 2. Например, **если** руда **бедная** и концентрат, получаемый **средний**, то **извлечение ниже среднего**

Система правил из табл.2 в пакете «Fuzzy Logic Toolbox» показана на рис. 4.

В соответствии с рекомендациями работы [3] построим в диалоговом режиме с помощью модуля Fuzzy простейшую нечёткую систему расчёта извлечения по содержанию меди в исходной руде и концентрате типа Мамдани, структурная схема которой приведена на рис. 5.

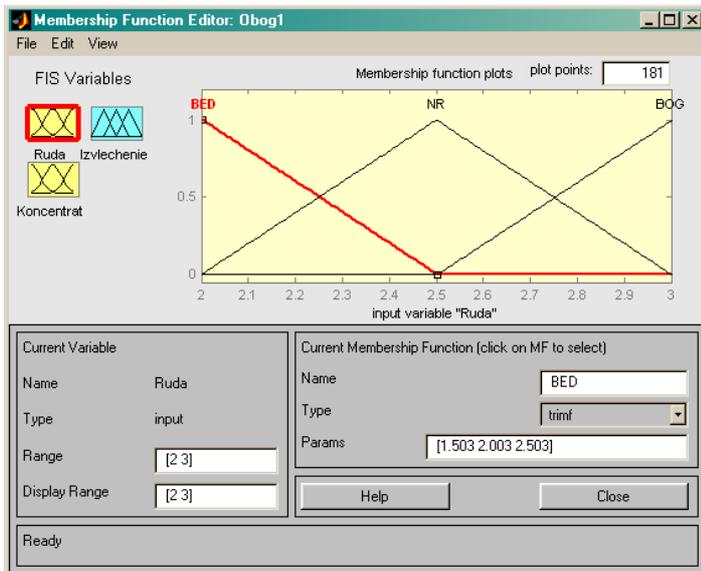


Рис. 2. Определение функций принадлежности (membership function) для руды

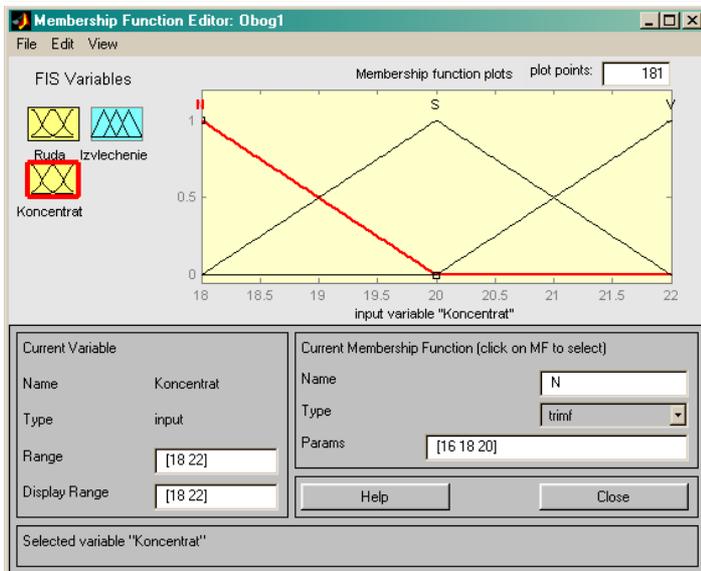


Рис. 3. Определение функций принадлежности (membership function) для концентрата

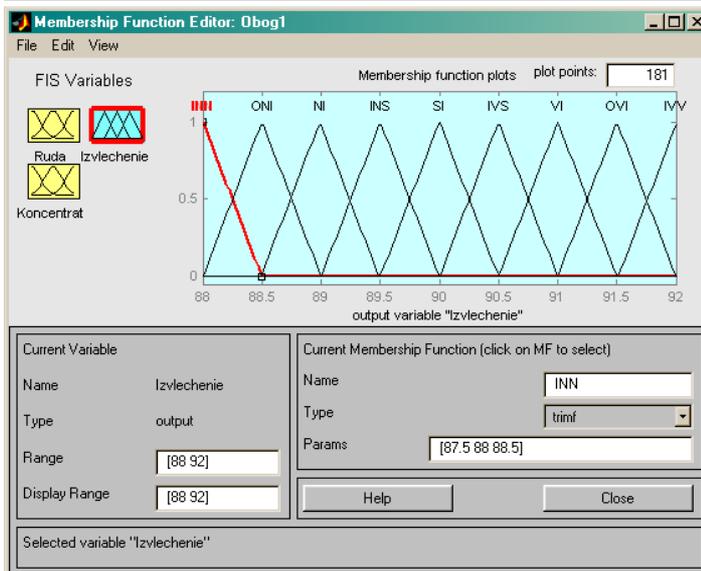


Рис. 4. Определение функций принадлежности (membership function) для извлечения

Таблица 3

Система правил определения извлечения

Руда	Высокое содержание	Среднее содержание	Низкое содержание
Бедная	Извлечение ниже некуда	Извлечение ниже среднего	Высокое извлечение
Рядовая	Очень низкое извлечение	Среднее извлечение	Очень высокое извлечение
Богатая	Низкое извлечение	Извлечение выше среднего	Извлечение выше некуда

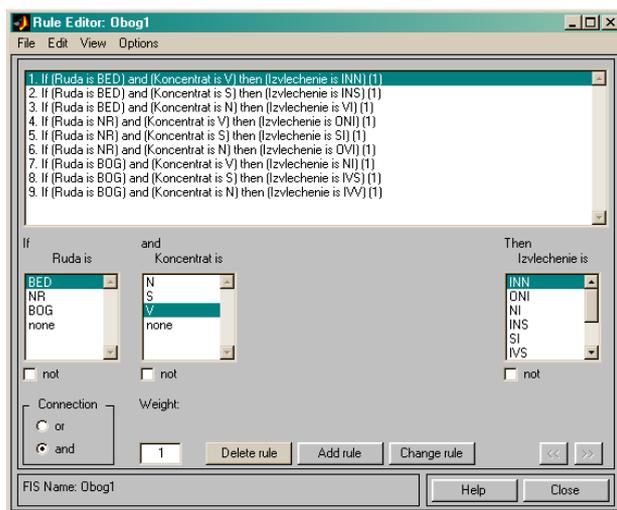


Рис. 5. Система правил определения извлечения

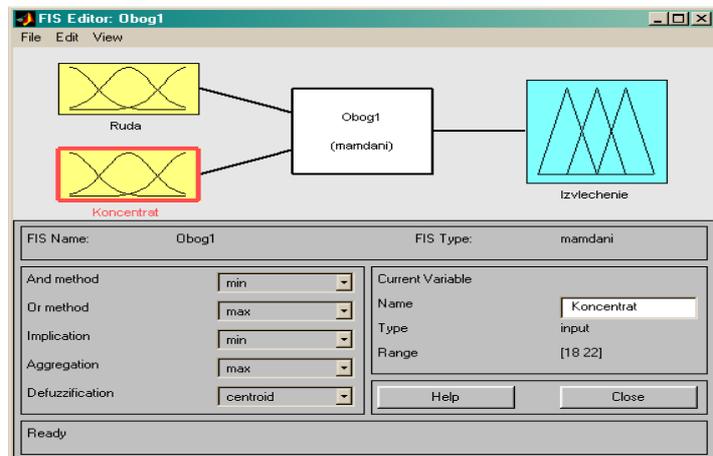


Рис. 6. Система расчёта извлечения типа Мамдани

На рис. 6 показано окно Rule Wiewer нашего модуля в пакете Fuzzy Logic Toolbox. При содержании меди в руде равным 2,5% и содержании её в концентрате равным 20,0% извлечение составит 90%. Это и есть численный результат наших интуитивных представлений по поводу обогатимости данной руды на данной фабрике в данном контексте.

Допустим, что горняки обещают нам в следующем году поставить эту руду с содержанием меди равным 2,74%, а металлурги просят поднять качество концентрата до 21,0%. Подставим данные значения в окно «input», или перетянем красные линии в соответствующее место и получим (рис. 7), что извлечение будет равно 89,5%, что и следует запланировать на следующий год, если мы доверяем своей интуиции.

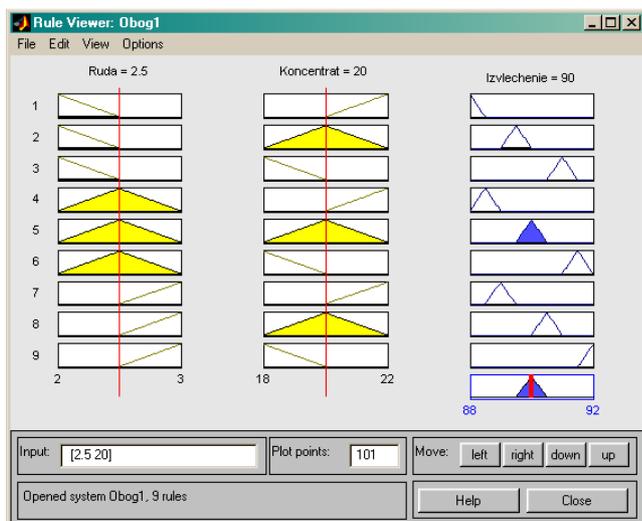


Рис. 7

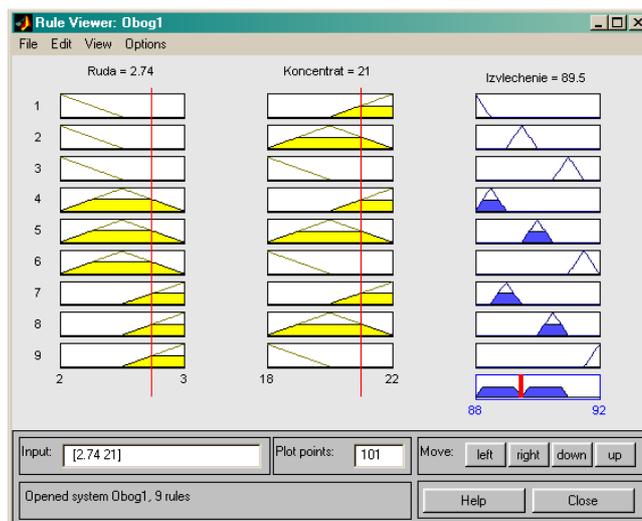


Рис. 8

Как это работает. На левой группе рисунков мы видим, что по функции принадлежности руда не является бедной (пустые треугольники в правилах 1,2,3), она немного более чем на 50% нормальная (правила 4,5,6) и почти наполовину она богатая (правила 7,8,9).

Концентрат, средняя группа рисунков, мы должны получить наполовину средний и наполовину богатый (см. правила 1,2,4,5,7,8,), но не бедный (пустые треугольники в правилах 3,6,9).

Далее операция «И» по 1,2, 3 правилу даёт пустое множество, также пустое множество получается по 6 и 9 правилу, по остальным правилам операция «И» даёт непустые множества, (см. по горизонтали слева на правую группу рисунков).

Операция «ИЛИ» по правой группе рисунков (смотри сверху вниз по правой группе рисунков) даёт фигуру, которая приведена в десятом, нижнем рисунке правой группы, центр тяжести этой фигуры помечен красной чертой и находится на абсциссе равной 89,5% извлечения из руды исходного содержания 2,74% в концентрат с содержанием 21%.

Расчеты, выполненные по этой простейшей, если не сказать «примитивной» модели показывают хорошую сходимость с практическими данными, что свидетельствует о применимости аппарата теории нечётких множеств для практических расчётов в обогащении.

#### Список использованных источников

1. Список Интернет-ресурсов по теории нечетких множеств <http://matlab.exponenta.ru/fuzzylogic/links/default.php>
2. В. Я. Пивкин, Е. П. Бакулин, Д. И. Кореньков Нечеткие множества в системах управления Под редакцией доктора технических наук, профессора Ю.Н. Золотухина <http://works.tarefer.ru/46/100085/index.html>
3. С.Д. Штовба "Введение в теорию нечетких множеств и нечеткую логику" <http://matlab.exponenta.ru/fuzzylogic/book1/index.php>

**С.А. Кондратьев**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия; kondr@misd.nsc.ru

## **МЕТОД ПОВЫШЕНИЯ СЕЛЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО КОМПОНЕНТА\***

Различие в условиях формирования химической и физической форм сорбции реагента на разделяемых минералах определит качество извлекаемого компонента. Селективность также будет зависеть от активности физической формы сорбции реагента, определяемой скоростью растекания его молекул или ионно-молекулярных ассоциатов на границе раздела «газ-жидкость». В настоящей работе показан механизм влияния флотационной активности физически закрепившегося реагента на скорость формирования периметра контакта трех агрегатных состояний и селективность разделения минералов.

Удаление жидкости из прослойки связано с двумя основными факторами: гидрофобностью поверхности, характеризуемой величиной отступающего краевого угла, и наличием поверхностно-активной на границе раздела «газ-жидкость» физически закрепившейся формы собирателя. Гидрофобные поверхности, способные сформировать большой отступающий краевой угол, освобождаются от жидкости в прослойке без участия физической формы сорбции реагента. Отступление жидкости от места локального прорыва происходит самопроизвольно в результате гидрофобного вытеснения воды. Высота образовавшегося в момент прорыва мениска в этом случае соответствует толщине прослойки, заключенной между объектами взаимодействия, а его контактный угол находится в диапазоне динамических отступающих краевых углов. Влияние физической формы сорбции на формирование флотационного контакта отсутствует. Плотность химически закрепившегося на минерале реагента в этом случае примерно в 10 раз превосходит плотность сорбции, обычно применяемую в практике флотации.

Экономически целесообразным и более селективным является режим флотации с менее гидрофобизированной поверхностью минералов, как известно наибольшая селективность достигается при малых расходах собирателя. В этом случае необходимо наличие на их поверхности обеих форм сорбции реагента. Прорыв прослойки с формированием мениска осуществляется в местах повышенной поверхностной концентрации химически закрепившегося реагента. В этих же местах фиксируется физическая форма сорбции реагента. Сформировавшийся в момент прорыва мениск имеет наступающий краевой угол. Гидрофобность минеральной поверхности характеризуется сравнительно малой величиной отступающего угла и осушение грани минеральной частицы не может реализоваться самопроизвольно. Удаление жидкости из прослойки на слабо гид-

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 13-05-00384.

рофобизированных поверхностях происходит в результате действия физической формы сорбции реагента, которая растекаясь по границе раздела “газ–жидкость”, удаляет часть жидкости из прослойки. За счет снижения толщины прослойки происходит трансформация наступающего контактного угла в отступающий.

Чем больше проявляется эффект физической формы сорбции реагента в удалении воды из прослойки, тем меньшую селективность извлечения полезного компонента он показывает [Кондратьев С. А. Активность и селективность действия карбоновых кислот, используемых в качестве флотационных реагентов / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012.- № 6. – С. 116-125]. Селективность действия реагента определится соотношением объемов жидкости, удаленных из прослойки за счет эффекта гидрофобизации минеральной поверхности и эффекта физической формы сорбции. Повышение избирательности действия реагента заключается в изменении соотношения объемов жидкости, удаляемых из прослойки разными формами сорбции реагента. Оптимизация соотношения этих объемов, позволяет достичь компромисса в показателях флотации: извлечение – качество.

Выполнена оценка вклада физической формы сорбции на скорость удаления жидкости из прослойки. Для этого экспериментально определили скорость перемещения линии смачивания по минеральной поверхности в присутствии физической формы сорбции реагента и без ее участия. Показано, что перемещение периметра контакта трех агрегатных состояний по минеральной поверхности происходило только в присутствии диксантогенита. Максимальная скорость движения периметра во время скачка составила 6 см/с, а средняя скорость расширения «сухого» пятна – 0,9 см/с. В отсутствие диксантогенита сформировавшийся в результате прорыва мениск оставался без изменений.

По известной максимальной скорости перемещения линии смачивания была дана оценка отношения отступающего контактного угла к равновесному  $\theta_R/\theta_0$  во время скачка. Связь радиуса  $r_{TFC}$  линии смачивания с изменением контактного угла может быть описана методами молекулярно-кинетической теории [Brabcova Z., Vachova T., Basarova P. Study of the three-phase contact expansion during the bubble adhesion on a hydrophobic solid surface. International mineral processing congress(impc) 2012, proceedings. - New Delhi, India, 24 - 28 September 2012. – P. 640-649]

$$r_{TFC}(t) = 2v\lambda \int_0^t \sinh \left\{ \frac{\sigma \lambda^2}{2k_B T} (\cos\theta_R - \cos\theta_0) \right\} dt. \quad (1)$$

Здесь  $\sigma$  - поверхностное натяжение жидкости, Н/м;  $\theta_R$  - равновесный краевой угол;  $\theta_0$  - динамический контактный угол;  $k_B$  – постоянная Больцмана, Дж/К;  $T$  - абсолютная температура, К. Значения двух величин  $v$  – частоты молекулярных перемещений, ( $s^{-1}$ ) и  $\lambda$  – средней дистанции перемещения (м) должны быть порядка  $10^{-7} \div 10^{-6}$ ,  $s^{-1}$  и 1 нм соответственно [Phan Ch. M., Nguyen A. V., Evans G. M. Assessment of Hydrodynamic and

Molecular-Kinetic Models Applied to the Motion of the Dewetting Contact Line between a Small Bubble and a Solid Surface. 2003. – Langmuir. - V. 19. – P. 6796–6801].

Закон изменения контактного угла в зависимости от времени определится скоростью растекания физически сорбированного реагента, толщиной прослойки, вязкостью жидкости, энергией связи молекул воды прослойки с молекулами реагента. Чем активнее физически сорбированный реагент, тем быстрее он растекается по поверхности воды и с большей скоростью происходит трансформация  $\rightarrow$ .

Аналитическая форма закона изменения указанного отношения во время скачка определится (1). Предположим, что в первый момент времени величина контактного угла, очевидно, равна величине угла Юнга. Затем, в результате оттока жидкости из прослойки, обусловленном растеканием масла и увлечением им в совместное движение прилегающих слоев жидкости, контактный угол стал уменьшаться и приблизился к своему установившемуся значению, определяемому скоростью растекания масла по поверхности воды. Это значение отступающего контактного угла и будет характеризовать максимальную скорость движения периметра контакта (6 см/с). В связи с этим был задан закон изменения отступающего контактного угла в зависимости от времени в форме экспоненты (рис., а)

$$\theta_R = (0,35 \exp(-28 \cdot t) + 0,65) \cdot \theta_0. \quad (2)$$

Используя (1) и (2) получена зависимость скорости движения линии смачивания во время скачка (рис., б).

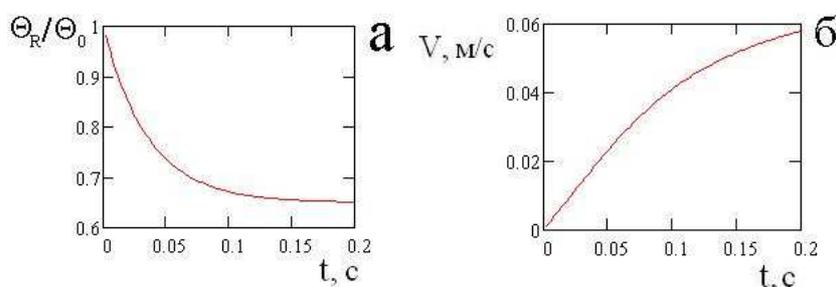


Рис. Изменение отношения углов контактного отступающего  $\theta_R$  и Юнга  $\theta_0$  в зависимости от времени (а); скорость движения периметра контакта трех агрегатных состояний в зависимости от времени при растекании масла по поверхности воды (б)

Изменяя скорость растекания масла по поверхности прослойки можно менять зависимость от времени и, следовательно, объем жидкости удаляемый физической формой сорбции реагента и, таким образом, влиять на селекцию извлечения минералов.

Можно предложить несколько методов изменения селективности действия как индивидуального реагента, изменяя величину поверхностного давления создаваемой им пленки, так и двух или большего числа химических соединений. Например, поверхностное давление пленки индивидуального реагента регулируется изменением

длины углеводородного радикала, применением различных функциональных групп, введением в молекулу химического соединения заместителей, созданием поверхностно активных на границе раздела «газ-жидкость» новых соединений и ассоциатов и так далее. Примером использования последних является флотация кварца жирными кислотами и сульфонатами. Извлечение кварца возможно только при использовании активирующих ионов, которые при известных значениях образуют поверхностно-активные соединения  $M(OH)(R)$ ,  $M(RSO_3)_{2(aq)}$  и  $M(OH)_2$ ,  $M(OL)_{2(aq)}$ . Коллоидные частицы этих соединений, физически закрепившиеся на гидрофобизированной поверхности кварца, выполняют функцию собирателя, устраняющего кинетические ограничения формированию флотационного контакта.

### **С.А. Кондратьев**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия; kondr@misd.nsc.ru

## **СИНЕРГЕТИЧЕСКИЙ ЭФФЕКТ ОТ ПРИМЕНЕНИЯ СОЧЕТАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ\***

В виду отсутствия теоретически обоснованных методов выбора сочетаний двух и более реагентов синергетический эффект от их применения в ряде работ определяли как увеличение массы адсорбированных минеральной поверхностью собирателей. Общее количество сорбированных реагентов определяли как разность содержания их в исходном растворе и в фильтрате. Исходя из такого понимания причин синергизма, было установлено, что эффект от применения сочетания реагентов зависит от длины углеводородного фрагмента. Например, увеличение длины радикала дитиофосфатов и применение диизоамилового и диизобутилового усилило энергию связи между хемосорбированным дитиофосфатом и физически сорбированным тионокарбаматом, что, по мнению авторов [Ejtemaei M., Irannajad M., Gharabaghi M. Effect of the chain length on adsorption of mixed thiol collectors on chalcopyrite / International mineral processing congress (impc) 2012, proceedings. - New Delhi, India, 24 - 28 September 2012. – P. 1315-1323], привело к увеличению общей сорбции.

Применением микрокалориметрии показано увеличение тепла реакции адсорбции при использовании смеси реагентов циклогексил дитиокарбамата натрия и н-бутилового ксантогената калия [Bradshaw D.J., Cruywagen, J.J. and O'Connor, C.T. Thermochemical measurements of the surface reactions of sodium cyclohexyl-dithiocarbamate, potassium n-butyl xanthate and a thiol mixture with pyrite. - 1995. -

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 13-05-00384.

Minerals Engineering. - V.8. - № 10. - P.1175 – 1184]. Авторы полагают, что присутствие в смеси дитиокарбамата содействует окислению ксантогената до диксантогената или увеличивает энергию связи смеси собирателей с минералом. В последующих работах было предположено, что дитиокарбамат действует как активный центр для сорбции молекул вторичного реагента - диксантогената на прочно закрепившемся дитиокарбамате [Bradshaw D.J., Harris P.J., O'Connor C.T. Synergistic interactions between reagents in sulphide flotation. The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 1998. – V.98. - № 4.- P. 189–194].

Теоретическим обоснованием предложенного понимания причин явления синергизма служит термодинамический метод анализа образования флотационного комплекса, согласно которому, чем больше плотность сорбции реагентов и величина краевого угла смачивания, тем больше вероятность образования флотационного комплекса. Известно, что прямой зависимости между плотностью сорбции и результатами флотации нет. Поэтому связывать увеличение массы реагентов на минеральной поверхности с синергетическим эффектом от применения композиции реагентов в усилении их собирательных свойств, повышении селективности разделения минералов, сокращением расхода реагентов не достаточно корректно. Обоснованных методов поиска оптимальных сочетаний флотационных реагентов, форм их сорбции с целью усиления собирательных свойств композиции не предлагалось.

В работе [Mc'Fadzean B., Mhlanga S. S., O'Connor C. T. The effect of using thiol collector mixtures on the flotation of pyrite and galena / International mineral processing congress (impc) 2012, proceedings. - New Delhi, India, 24 - 28 September 2012. – P. 3324-3333] выполнено опробование сочетаний в различных количественных соотношениях наиболее известных флотационных реагентов. Экспериментально показано, что заметного усиления собирательных свойств от применения коллектива реагентов нет. Эксперименты проводились с широко известными реагентами: ксантогенатами, диалкилдитиофосфатами и диалкилдитиокарбаматами. Применение смеси слабых собирателей этиловых ксантогената и диалкилдитиофосфата не выявило улучшения показателей флотации по сравнению с применением одного ксантогената. Лучшие показатели отмечены для смеси сильного (изобутиловый ксантогенат) и слабого (диэтилдитиофосфат) собирателей, но показатели эти незначительно отличаются от показателей флотации с применением одного сильного реагента. По мнению авторов ясности в понимании механизма синергетического эффекта от применения сочетания реагентов нет. В цитируемой работе также нет предложений по поиску оптимальных сочетаний собирателей.

Для теоретически обоснованного и направленного поиска реагента необходимо установить активные формы, отвечающие за образование флотационного контакта, и усилить слабые стороны основного собирателя или дополнить их применением второго реагента. В настоящей работе дается описание одного из возможных механизмов

увеличения скорости извлечения полезного компонента при использовании смеси двух реагентов.

Ранее было показано, что активность флотационного реагента коррелирует со скоростью растекания на границе раздела «газ-жидкость» пленки его физически сорбированных форм. Наличие на частице физически сорбированного и поверхностно-активного на границе раздела «газ-жидкость» реагента приведет к изменению скорости формирования флотационного контакта. После прорыва прослойки и образования мениска с начальным периметром трех агрегатных состояний установится контакт границы раздела «газ-жидкость» с минеральной поверхностью. Физически сорбированный реагент с минерала попадает на границу раздела «газ-жидкость» и растекается по ней. Движение поверхностно-активных форм по пузырьку приведет к появлению поверхностного и сопровождающего его объемного потоков жидкости (эффект Марангони-Гиббса). Находящаяся в прослойке жидкость увлекается растекающимся реагентом и удаляется из объема, заключенного между частицей и пузырьком. Таким образом, устраняется кинетическое ограничение формированию флотационного комплекса - объем жидкости между сближающимися объектами. Сближение объектов на заключительной стадии образования комплекса происходит не за счет сил гидродинамического характера и инерции, а под влиянием физически сорбированного реагента-собираателя.

В том случае если физически сорбируемый реагент имеет низкую поверхностную активность, то ее можно усилить применением дополнительного реагента. Например, возможно увеличение скорости движения фронта пленки добавлением к основному реагенту присадки. Увеличение скорости растекания смеси реагентов при определенных их соотношениях обусловлено повышением поверхностного давления по сравнению с величиной поверхностного давления пленки, содержащей одно химическое соединение. Применение оптимального сочетания двух поверхностно-активных веществ уменьшит величину поверхностного натяжения раствора в большей степени, чем применение каждого ПАВ в отдельности при их повышенных концентрациях. Высокая скорость фронта пленки смеси реагентов и ее энергетическая связь с молекулами воды, находящимися в прослойке, приведут к уменьшению времени удаления жидкости из прослойки, то есть сокращению времени индукции, повышению собирающей активности композиции.

Основным требованием, предъявляемым к эффективному реагенту, является соответствие критической концентрации ионов оксигидрильных и катионных собирателей условиям начала интенсивного гидролиза или начальной стадии мицеллообразования. В связи с этим физически сорбируемый реагент должен иметь низкую растворимость, то есть выделяться на минеральную поверхность в виде микрокапель или гемимицелл.

Увеличение концентрации основного реагента до концентрации начала гидролиза или начальной стадии мицеллообразования и наличие второго растворенного компонен-

та приведут к повышению поверхностного натяжения, т.е. появлению минимума на изотерме  $\sigma = f(C)$ . Более поверхностно-активные примеси, растворимость которых в углеводороде выше, чем в воде, будут переходить во внутренние сферы мицелл основного ПАВ, т. е. будет наблюдаться процесс коллоидного растворения (солубилизации) дополнительного реагента (присадки). Поверхностное натяжение раствора будет повышаться, но поверхностное натяжение смеси основного реагента с присадкой будет низким (микрокапель). Попадание такой смеси на границу «газ-жидкость», обладающую большим поверхностным натяжением, приведет к высокой скорости растекания смеси и повышению флотационной активности основного собирателя.

Присадки должны удовлетворять следующим требованиям:

- иметь функциональную группу, способную образовать связь с молекулами воды, и углеводородный радикал, позволяющий молекулам ПАВ удерживаться в аполярном реагенте, не растворяясь в воде;
- энергия взаимодействия молекул дополнительного реагента или присадок ПАВ с молекулами аполярного должна превосходить энергию взаимодействия с молекулами воды;
- в качестве присадок к основному реагенту необходимо использовать ПАВ наиболее значительно снижающих поверхностное натяжение на границе жидкостей «масло – водный раствор масла», например сульфонатов с активными группами гидрофобных металлов: кальция, свинца, алюминия.

Примером применения таких присадок может служить высокая собирательная способность модифицированного аполярного собирателя в серосульфидной флотации переработки никельсодержащих пирротиновых концентратов по комбинированной автоклавно-гидрометаллургической технологии.

*Т.С. Юсупов, Л.Г. Шумская, Л.К. Казанцева*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева СО РАН, г. Новосибирск, Россия; yusupov@uiggm.nsc.ru

### **ВЛИЯНИЕ МЕХАНИЧЕСКОЙ АКТИВАЦИИ ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩИХ ПОРОД НА ПОСЛЕДУЮЩЕЕ ТЕРМОАКТИВИРОВАННОЕ ПОРООБРАЗОВАНИЕ ПРОБ\***

Настоящее исследование является продолжением комплексного изучения цеолитсодержащих (ЦСП) Татарско-Шатрашанского месторождения.

Проведенные экспериментальные исследования по гравитационному обогащению

---

\* Работа выполняется при поддержке РФФИ проект № 12-05-00718

нию ЦСП с последующим использованием полученных продуктов в процессах низкотемпературного вспенивания, свидетельствуют о положительном влиянии процессов предварительного обогащения на их использование при производстве строительных и других материалов. Установлено, что увеличение порообразования в большей степени связано с повышением в породе квазиаморфной составляющей кремнезема.

Кроме обогащения эффективным способом изменения физико-химических и технологических свойств веществ является активационное измельчение, основанное на тонком диспергировании в мельницах повышенной энергонапряженности с изучением дефектов в структурах минералов.

В задачу входило исследование влияния интенсивности механических воздействий, реализуемых в центробежно-планетарной мельнице М-3 с истирающе-раздавливающим видом воздействия на физико-химические свойства цеолитсодержащей породы с последующим изучением физико-химических и технологических особенностей порообразования механически активированных проб.

В качестве объектов исследования использованы две пробы ТШ и проба ТШ-4, химический и минеральный составы которых представлены в таблице 1 и 2. Механическая активация проводилась в планетарной мельнице М-3 в стальных барабанах при отношении массы мелющих тел к массе пробы 10 : 1 в воздушной и водной средах, время активации варьировалось от 2 до 10 минут.

Минеральный состав проб определяли методом порошковой дифрактометрии – Thermo Scientific X'Tra (излучение CuK $\alpha$ , 40 кВ, 40 мА) с привлечением для фазового анализа базы данных PDF-4.

Таблица 1

Минеральный состав исследуемых проб ТШ и ТШ-4

Наименование пробы	Содержание минералов,% масс.
ТШ	ОКТ-38; Кальцит-24; Цеолит-12; Кварц-5; Пол. шпаты-1; Гл. минер.- 20
ТШ-4	ОКТ-58; Кальцит-13; Цеолит-10; Кварц-4; Пол. шпаты-1; Гл.минер. - 14

Примечание: ОКТ – опал-кristобалит-тридимитовая фаза

Гранулометрический анализ проводился с использованием анализатора размера частиц Microtrac модели X 100 (Япония) с диапазоном измерения размера частиц от 0.04 до 704 мкм.

Таблица 2

Химический состав исследуемых проб

Порода	Содержание в% на абс. сухую навеску											
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SO <sub>3</sub>	ппп
ТШ	62,23	5,20	0,26	1,65	0,004	1,0	13,71	0,09	1,041	0,08	-	14,17
ТШ-4	73,45	3,62	0,19	1,46	0,01	0,45	9,59	0,10	0,66	0,08	<0,05	10,41

Результаты изменения дисперсного состава образцов в зависимости от условий механических воздействий приведены в табл. 3

Таблица 3

Содержание частиц (%) различного размера в зависимости от условий диспергирования цеолитсодержащей пробы (ТШ-4)

Условия активации		Размеры частиц, мкм				
Воздух	H <sub>2</sub> O	<5	5 -10	10 - 50	50-100	>100
2 мин.		28.36	17.78	47.68	5.14	1.04+
5 мин.		16.62	9.59	44.66	15.99	13.14
	5 мин.	8.49	5.06	27.83	24.99	33.63
	10 мин.	10.05	4.39	25.41	24.02	36.12
Исходный образец		11.94	8.53	27.43	19.45	32.65

Из анализа табличных данных следует, что наиболее тонкодисперсный продукт получен при механической активации в воздушной среде в течение 2-х минут. Очевидно, что механическая активация в таких условиях приводит к раскрытию сростков минеральных составляющих, что подтверждается данными рентгенофазового анализа. На дифрактограммах активированных образцов усиливается достаточно интенсивный рефлекс в области 20 -22<sup>0</sup>, соответствующий ОКТ фазе, произошли небольшие изменения с рефлексами остальных минеральных составляющих..

Дальнейшее увеличение времени активации (5 мин.) сопровождается укрупнением частиц, что может быть связано с агломерацией тонких активных образований, возникающих в процессе измельчения. На рентгенограмме фиксируются уменьшение интенсивности рефлексов ОКТ.

Исследование низкотемпературного вспенивания механоактивированных продуктов с целью использования их при производстве материалов с улучшенными теплофизическими свойствами позволило отметить хорошие показатели процесса порообразования для активированных проб, особенно для пробы ТШ. Концентрация клиноптилолита остается без изменения. Вероятно, увеличение интенсивности порообразования механоактивированных проб связано с повышением удельной поверхности порошков и с активированием поверхности аморфного кремнезема, играющего ключевую роль в процессе образования источника порообразующего газа – полимерных силикатов натрия. Так как концентрация цеолита во всех пробах примерно одинакова, лимитирующим в порообразовании в данном случае является не цеолитовая фаза, а содержание рентгеноаморфного кремнезема, входящего в фазу ОКТ.

Из анализа данных по интенсивности вспенивания проб цеолит содержащих пород после механоактивации предварительно можно сделать выводы о технологической целесообразности механоактивации исследуемого цеолитсодержащего сырья. Как показывают исследования, в породах с низким содержанием цеолита порообразование определяется не цеолитовой составляющей.

***М.С. Хохуля, Т.А. Конторина, М.В. Сытник***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, mike@goi.kolasc.net.ru

## **ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА СЕГРЕГАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ ТОНКИХ ФРАКЦИЙ РУДНЫХ МИНЕРАЛОВ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИЕЙ**

Совершенствование процессов гравитационного обогащения минерального сырья диктуется вовлечением в переработку все более сложных по вещественному составу объектов, а также требованиями по снижению энергоемкости и уменьшению себестоимости переработки сырья. Особенно остро стоит проблема вовлечения в переработку руд, полезные компоненты которых сосредоточены в тонких фракциях, подготовленного к обогащению материала. Такие случаи возникают в практике переработки железных руд при получении гематитового концентрата из текущих хвостов мокрой магнитной сепарации.

В частности, при реализации технологии обогащения железистых кварцитов Заимандровской группы месторождений на ОАО «Олкон», получение гематитового концентрата осуществляется с использованием отсадочных машин. Однако данные аппараты отличаются невысокой степенью обогащения, особенно при переработке мелких зерен материала, которые выносятся в верхние слои псевдоожиженной суспензии с последующими безвозвратными потерями гематита с хвостами отсадки как основной, так и перечистой операции. По этой причине извлечение гематитового железа в суммарный концентрат отсадки не превышает 48%.

Данное обстоятельство вызывает необходимость совершенствования гравитационной технологии получения гематитового концентрата, основанной на использовании аппаратов с сегрегационным принципом разделения тонких фракций немагнитных продуктов. К их числу можно отнести и различные конструкции гидравлических сепараторов, получившие широкое распространение в практике обогащения. Однако при классификации в них минералов, имеющих разную плотность или форму частиц, выделяются гидравлические классы, отличающиеся от классов крупности тем, что в гидравлическом классе мелкая его часть представлена минералами большей плотности, а крупная – минералами меньшей плотности. С уменьшением крупности зерен коэффициент равнопадаемости уменьшается, а модуль шкалы классификации увеличивается.

Для переработки немагнитного продукта магнитной сепарации предлагается проводить перед гравитационным обогащением предварительную классификацию его крупной части грохочением, а мелкой – гидравлической классификацией, которая при определенных условиях стесненного падения может переходить в гидравлическую

сепарацию, т.е. способ разделения минералов по их плотности.

С этой целью была разработана конструкция гидравлического сепаратора, включающая в себя использование устройства с наклонными пластинами и секций для выделения легкой и тяжелой фракций, геометрия рабочей зоны которого представлена на рисунке.

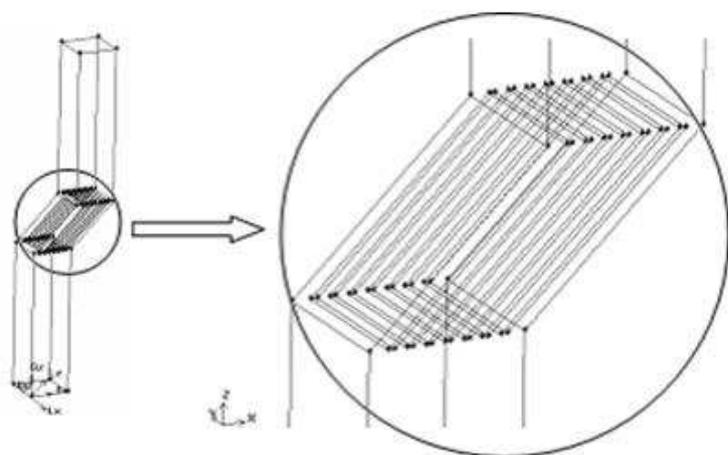


Рис. Геометрия рабочей зоны гидравлического сепаратора

деления легкой и тяжелой фракций, геометрия рабочей зоны которого представлена на рисунке.

Конструктивные решения, заложенные в гидравлический сепаратор, предусматривают использование восходящих потоков воды по поверхности установленного в рабочей камере пакета параллельно наклонных пластин, на которых происходит разделение материала, как на гидравлические классы, так и по плотности

частиц по сегрегационному принципу. Кроме того сепаратор снабжен устройством для подачи питания, камерой для разгрузки легкой фракции, а также приемником разгрузки тяжелой фракции.

Обогащение в данной конструкции аппарата под действием восходящего потока воды происходит не в объеме пульпы по принципу равнопадаемости, а внутри псевдооживленного слоя, находящегося в пространстве между параллельными пластинами, обеспечивающие более высокую скорость сепарации.

Для проведения сравнительных опытов на материале хвостов основной магнитной сепарации крупностью  $-0,315$  мм были изготовлены две камеры разделения с расположенными в них пластинами соответственно под углами наклона в 60 и 45 градусов, а также использовалась обычная традиционная вертикальная камера прямоугольного сечения. Основными управляющими параметрами процесса разделения являлись скорость восходящего потока жидкости и производительность по исходному питанию.

По своей минералогической характеристике данный продукт содержит около 12% гематита, до 50% кварца, 17% полевых шпатов и порядка 14% амфиболов и пироксенов. На долю остальных минералов: граната, эпидота, слюд приходится около 6%. Магнетит присутствует в пробе в незначительных количествах - не более 1%. Степень раскрытия зёрен гематита составляет 95%. Массовая доля железа в хвостах составляет 12,5%.

Технологические показатели обогащения гематитового продукта при различных

скоростях восходящего потока воды в рабочей зоне сепаратора приведены в таблице.

Таблица

Технологические показатели обогащения хвостов основной магнитной сепарации в различных камерах разделения

V, см/с	Вертикальная камера			Камера 60°			Камера 45°		
	$\gamma$ , %	$\beta_{\text{Feобщ.}}$ , %	$\varepsilon_{\text{Feобщ.}}$ , %	$\gamma$ , %	$\beta_{\text{Feобщ.}}$ , %	$\varepsilon_{\text{Feобщ.}}$ , %	$\gamma$ , %	$\beta_{\text{Feобщ.}}$ , %	$\varepsilon_{\text{Feобщ.}}$ , %
2,6	44,3	20,06	71,1	45,0	17,83	64,2	53,9	18,54	79,9
3,0	26,0	23,20	48,3	37,2	19,70	58,6	46,7	22,17	82,8
3,4	23,8	23,91	45,5	19,3	24,74	38,2	32,7	22,97	60,1
4,0	14,9	26,60	31,7	14,2	25,76	29,3	16,7	26,42	35,3

Установлена более высокая эффективность обогащения материала в камере сепаратора с пластинами, расположенными под углом в 45° и скорости восходящего потока воды не превышающей 3 см/с. Извлечение  $\text{Fe}_{\text{общ.}}$  в тяжелую фракцию при таких условиях составило около 83%, что почти на 15% превышает извлечение железа при использовании камеры в 60° и более чем на 30% данный показатель при разделении гематитового продукта в вертикальной камере прямоугольного сечения.

С использованием данной конструкции гидравлического сепаратора осуществлена также доводка черного гематитового концентрата основной отсадки обогатительной фабрики ОАО „Олкон“, содержащего 58,8% общего железа. В оптимальном режиме разделения выделен железный концентрат с содержанием в нем более 65,4%  $\text{Fe}_{\text{общ.}}$  при извлечении более 87%.

Выполненные исследования и анализ процесса разделения различных по содержанию гематита продуктов в гидравлическом сепараторе позволили предположить, что в объеме суспензии классификация частиц происходит по принципу равнопадаемости, а на рабочей поверхности наклонных пластин – преимущественно по принципу сегрегационного расслоения минералов. Благодаря сочетанию двух видов разделения, одновременно происходит гидравлическая сепарация исходного материала на фракции и последующее фракционное обогащение, за счет чего исключается негативное влияние частиц разной гидравлической крупности друг на друга.

На вертикальных участках сепаратора дисперсные фазы образуют слои с высокими скоростями фильтрации жидкости. По мере поступления суспензии в зону наклонных каналов частицы материала оседают на внешних поверхностях пластин с образованием слоя осадка, который перемещается в нижнюю зону сепаратора с пониженными скоростями фильтрации жидкости. Часть минеральных частиц осаждаются в зону разгрузки тяжелой фракции, а зерна оставшиеся в суспензии, переносятся по наклонным каналам в верхнюю часть аппарата, откуда транспортируются в приемник легкой фракции.

*Н.К. Тусупбаев, А.О. Абдикулова, ЖА Ержанова, Н.В. Сулаквелидзе, Р.А Арабаев*

АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан,  
e-mail: nesipbay@mail.ru

## **НОВЫЙ ВСПЕНИВАТЕЛЬ ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

Основными флотореагентами в горно-металлургической промышленности Казахстана являются вспениватели Т-66, Т-80, Т-92 и Т-94 (производные 1,3-диоксана), а также фосфорорганические и сульфгидрильные собиратели (аэрофлоты, калиевые и натриевые соли ксантогенатов первичных спиртов).

Однако все они производятся за рубежом, что усиливает импортную зависимость государства.

Поэтому разработка способов получения новых экологически безопасных дешевых флотореагентов для флотации золотосодержащих руд Казахстана, в частности композиционных аэрофлотов и вспенивателей из отходов спиртового производства Казахстана является актуальной и своевременной задачей.

В нашей стране требования к сивушному маслу установлены ГОСТом [1]. Фракция спиртов  $R-C_3H_7-C_5H_{11}-OH$ , в дальнейшем сивушные масла (СМ) - отход спиртового производства, не утилизированное сырье, которое при облагораживании может быть использовано в качестве исходного сырья для получения реагентов и имеется в больших количествах в Казахстане.

На основе модифицированного сивушного масла - отхода спиртового производства - в лаборатории флотореагентов и обогащения АО «ЦНЗМО» получен новый высокоэффективный нетоксичный реагент вспениватель СВИМ-1 условно названный (синтезированный вспениватель института металлургии).

В работе [2] в качестве пенообразователя использовалось сосновое масло, которое получается при фракционной перегонке скипидара-сырца при  $t > 170^\circ C$  и представляет собой смесь ароматических спиртов терпенового ряда.

Также, в работе [3] в качестве вспенивателя использовалось смесь спиртов  $C_3-C_6$  ОФС (окисленная фракция спиртов) которой в практике использования ничем не отличается от Т-80, дозируется легко, но затруднения в практике использования связаны с неприятным запахом.

Использование реагента-вспенивателя СВИМ-1 при флотации полиметаллических золотосодержащих руд обеспечит получение дополнительных металлов, и увеличит извлечение металлов в концентраты. Были выполнены сравнительные лабораторные испытания вспенивателей Т-90 и СВИМ-1 на полиметаллической руде Тишинского и свинцово-цинковой золотосодержащей руде Риддер-Сокольского месторождений.

В руде Тишинского месторождения содержится 0,8 г/т золота, 8,5 г/т серебра, 0,38% меди, 0,67% свинца, 4,56% цинка.

При использовании вспенивателя СВИМ-1 в медный концентрат извлекается 30,66% золота, 31,93% серебра, 81,05% меди; в свинцовый концентрат извлекается 18,4% золота, 19,96% серебра, 66,67% свинца; в цинковый концентрат извлекается

23,93% золота, 27,91% серебра, 91,23% цинка. При использовании вспенивателя Т-90 показатели по извлечению металлов в концентраты следующие: в медный концентрат извлекается – 27,11% золота, 29,18% серебра, 79,09% меди; в свинцовый – 14,68% золота, 18,11% серебра, 66,12% свинца; в цинковый – 22,1% золота, 25,07% серебра, 90,57% цинка;

Суммарные расходы нового вспенивателя по циклам: медно-свинцовый – 36 г/т, свинцовый -20 г/т, цинковый- 40 г/т. Суммарные расходы вспенивателя Т-90 по циклам: медно-свинцовый -6 г/т, свинцовый -20 г/т, цинковый - 50 г/т.

При снижении (по сравнению с Т-90) расхода на 20,83% новый вспениватель обеспечивает прирост извлечения меди, показатели по свинцу и цинку практически равноценные.

С применением вспенивателя СВИМ-1 извлечения меди и цинка в одноименные концентраты выше на 1%. Выше также извлечения золота и серебра: в медный концентрат - на 3,55% золота и на 2,75% серебра; в свинцовый концентрат - на 3,72% золота и на 1,85% серебра.

В руде Риддер-Сокольного месторождения содержится: 2,21 г/т золота; 9,64 г/т серебра; 0,19% меди; 0,29% свинца; 0,73% цинка; 1,82% серы общей; 63,3% двуокиси кремния. В результате исследований вспенивателей Т-90 и СВИМ-1 на руде Риддер-Сокольного месторождения установлено:

- оптимальный расход в коллективном цикле СВИМ-1 55 г/т (расход Т-90 60 г/т); в разделительном цикле –10 г/т (расход Т-90 – 10г/т); в цинковом цикле – 20 г/т (расход Т-90-10г/т);
- извлечения золота, серебра, цинка во флотационный золотосодержащий концентрат выше, чем с Т-90 и составляют - золота 85,65% (против 80,79%), серебра 79,88% (против 77,84%). Извлечение цинка 13,82%, что ниже, чем при использовании Т-90 (15,93%);
- извлечение цинка в цинковый концентрат составило 74,01% при качестве цинкового концентрата - 39,7%. При использовании Т-90 извлечение цинка 67,28%, содержание цинка в цинковом концентрате - 40,1%.

Таким образом, при незначительном (на 6,25%) увеличении суммарного расхода вспенивателя СВИМ по сравнению с Т-90, извлечение золота и серебра во флотационный золотосодержащий концентрат выше – золота на 4,86%, серебра на 2,04%, а извлечение цинка в цинковый концентрат выше на 6,73% при практически идентичном содержании цинка. Показано, что с применением пенообразователя СВИМ-1 извлечение золота во флотоконцентрат повышается на 2-3 %, расход снижается на 20 % по сравнению с Т-90.

*Список использованных источников*

1. ГОСТ 17071-91 Масло сивушное. Технические условия. – Москва, 1991 г. – 14 с.
2. Чеканова Л.Г., Радушев А.В., Байгачева Е.В., Чернова Г.В. Новые собиратели для флотации сульфидных руд (Институт технической химии Уральского отделения РАН) «Обогащение руд».-2009.-№1. – С.34-36.
3. Тропман Э. П., Сулаквелидзе Н. В., Ермаков Л. М. Промышленные испытания нового спиртового вспенивателя ОФС (Ин-т «ВНИИцветмет», Лениногорская обогатительная фабрика) «Цветные металлы».-2001.-№11. -С. 19-20.

**Г.П. Двойченкова, А.Ф. Махрачев\*, Г.Х. Островская\***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва Россия

\*УГОК, г. Мирный, Россия

## **ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ МОДИФИЦИРОВАННЫХ ВОДОНЕФТЯНЫХ ЭМУЛЬСИЙ В СХЕМАХ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ С ОЦЕНКОЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОЛУЧЕННЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ В УСЛОВИЯХ ОФ№3 МГОКа И ОФ№12 УГОКа**

В связи с возросшим спросом на алмазы крупностью менее 2 мм актуальной является задача совершенствования процесса пенной сепарации алмазосодержащего сырья

Одним из направлений интенсификации процесса флотационного обогащения алмазосодержащего сырья является повышение эффективности реагентного режима за счет применения дешевых и доступных реагентов нового класса.

Актуальность этого вопроса обусловлена с одной стороны нестабильностью состава мазута флотского, используемого в настоящее время в качестве реагента-собирателя, что приводит, в свою очередь, к нестабильности технологических показателей и, с другой стороны, необходимостью экологически безопасной утилизации нефтяных шламов, попутно добываемых при разработке кимберлитовых месторождений.

На основании результатов выполненного литературного обзора и патентных исследований установлена актуальность решения задачи по обеспечению эффективности процесса пенной сепарации применением реагента-собирателя на основе водонефтяных эмульсий, полученных вибрационной магнитной обработкой нефтяных шламов, сопутствующих добыче алмазосодержащих кимберлитов. Поставлен ряд задач, решение которых позволило провести необходимые исследования в выбранном направлении и обеспечить промышленную реализацию разработанного метода повышения эффективности реагентного режима процесса пенной сепарации алмазосодержащего сырья в условиях предприятий АК «АЛРОСА», за счет использования в качестве реагента-собирателя водонефтяных эмульсий (ВНЭ), полученных путем магнитной активации нефтяных шламов алмазных рудников АК «АЛРОСА».

Проведены экспериментальные исследования влияния длительности обработки методом виброструйной магнитной активации исходных нефтяных шламов на физико-химические свойства полученной нефтяной эмульсии, определены оптимальные параметры воздействия, обеспечивающие эффективные флотационные свойства нефтяной эмульсии. Выполнена технологическая оценка эффективности применения полученных водонефтяных эмульсий в качестве реагентов-собирателей для пенной сепарации в условиях обогатительных фабрик №3 МГОКа и №12 УГОКа.;

В результате исследований флотоактивности реагента-собирателя в зависимости

от режимов виброструйной магнитной активации исходных нефтешламов и состава компонентов получены следующие основные закономерности:

- с увеличением степени дисперсности усиливаются молекулярно-кинетические факторы, интенсифицируются диффузионные процессы, возрастает седиментационная устойчивость, ускоряются физико-химические процессы на границе раздела фаз, что выражается в повышении собирательных свойств активированной ВНЭ;
- наилучшими собирательными свойствами обладает композиция мазута Ф-5 ВНЭ в соотношении 90:10, при ее расходе равном 570 г/т извлечение алмазов в концентрат составило 99,9%, в случае с мазутом Ф-5 при том же расходе извлечение алмазов составило 76,7%.

Разработана принципиальная схема переработки нефтяных шламов методом виброструйной магнитной активации в водонефтяные эмульсии для последующего применения в качестве реагента собирателя в схеме пневмофлотации в условиях действующих фабрик АК «АЛРОСА». Метод повышения эффективности реагентного режима пенной сепарации внедрен на ОФ №12 УГОКа и ОФ №3 МГОКа посредством применения в качестве реагентов-собирателей водонефтяных эмульсий, полученных переработкой нефтяных шламов, сопутствующих добыче кимберлитов рудников «Удачный» и «Интернациональный».

В результате применения водонефтяной эмульсии рудника «Интернациональный» в качестве реагента-собирателя для флотационного обогащения алмазосодержащего сырья на переделе пенной сепарации ОФ №3 МГОКа установлено, что ожидаемый экономический эффект только за счет сокращения затрат на приобретение и доставку мазута флотского Ф-5 и пенообразователя ОПСБ. составит 2467,5 тыс. руб./год

При использовании водонефтяной эмульсии рудника «Интернациональный» в качестве реагента-собирателя для обогащения алмазосодержащего сырья на переделе пенной сепарации ОФ №12 ожидаемый экономический эффект только за счет сокращения затрат на приобретение и доставку мазута флотского Ф-5 и пенообразователя ОПСБ составит 3993,05 тыс. руб./год

При использовании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» в качестве реагента-собирателя для обогащения алмазосодержащего сырья на переделе пенной сепарации ОФ №12 ожидаемый экономический эффект только за счет сокращения затрат на приобретение и доставку мазута флотского Ф-5 составит 1521,8 тыс. руб./год.

Реализация комплексной системы сбора, переработки и утилизации нефтесодержащих отходов позволит также повысить экологическую безопасность технологических процессов добычи и переработки алмазосодержащих кимберлитов при существенном снижении затрат на отчисления за размещение отходов и проведение работ по очистке и реабилитации загрязненных земель

*Л.А. Саматова, Е.Д. Шенета*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия;  
samatova\_luiza@mail.ru, Elenashepeta56@mail.ru,

## **СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБРАЗЦОВ АЭРОФЛОТА ДЛЯ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ШЕЕЛИТ- СУЛЬФИДНЫХ РУД**

При обогащении шеелит-сульфидных руд для флотации сульфидных минералов применяются традиционно используемые сульфгидрильные собиратели: ксантогенаты -  $\text{ROCSSH}(\text{Me})$ , и аэрофлоты -  $(\text{RO})_2\text{PSSH}(\text{Me})$ .

На Приморской обогатительной фабрике (ПОФ) для флотации сульфидов из шеелит-скарново-сульфидных руд применяется аэрофлот марки ИМА-И413. При снижении планового (74,5%) извлечения по меди используют смесь собирателей: ксантогената и аэрофлота в соотношении 1:4,5. Это позволяет достичь повышения извлечения по  $\text{Cu}$  на 1,5-2,3%, однако содержание мышьяка в медном концентрате возрастает на 0,25-0,3%. По 2012 году при содержании в руде  $\text{Cu}$  0,12–0,22%,  $\text{Au}$  - 0,45-0,7 г/т,  $\text{Ag}$  - 2,3-2,8 г/т получены следующие показатели по извлечению в кондиционный медный концентрат: меди - 72-74%, золота - 45,5-47%, серебра - 54-56%. Для повышения извлечения меди и сопутствующих благородных металлов необходима постановка разносторонних поисковых исследований.

Основные пути достижения высоких результатов обогащения - это совершенствование технологических схем и реагентных режимов, выявление новых, селективных собирателей и их сочетаний, а также модифицирование применяемых реагентов.

В данной работе проведено изучение флотационных свойств образцов аэрофлота серии ИМА-И413 и ФРИМ-9, и сделан сравнительный анализ с флотационными свойствами основного сульфгидрильного собирателя – ксантогената. Замена атома углерода в функциональной группе ксантогената на атом фосфора и наличие двух атомов кислорода в радикале молекулы дитиофосфата привело к смещению электронного облака от атома  $-\text{S}-$  (через атом  $\text{P}$ ) к атому  $=\text{S}$ , что способствовало ослаблению связи  $-\text{S}-\text{H}(\text{Me})$  и снижению адсорбции реагента на минеральной поверхности относительно ксантогената [1]. Снижение флотационной активности аэрофлота относительно пирротина и арсенопирита обусловило повышение селективности данной группы реагентов. Протекание процессов комплексообразования дитиофосфатов на поверхности халькопирита способствует активной флотации меди в концентрат [2].

Использование диалкилдитиофосфатов (аэрофлотов) самостоятельно или в сочетании с другими собирателями позволяет увеличить извлечение цветных, редких и благородных металлов, в определенной мере повысить селективность процессов разделения сульфидных минералов.

Повышение селективности реагентных режимов флотации сульфидных руд в практике обогащения основывается на применении сочетаний: слабого и сильного собирателей одного класса (например, ксантогенатов с разной длиной углеводородного радикала); разных классов (ионогенных и неионогенных); сульфгидрильных собирателей и модификаторов, селективно подавляющих флотируемость определенных минералов, и др. Использование сочетания селективных реагентов с неодинаковыми собирательными свойствами способствует повышению комплексности использования рудного сырья и качества товарной продукции.

Принципиально-оценочный сравнительный анализ флотационных свойств реагентов аэрофлота ИМА-И413 и ФРИМ-9 (образец предприятия ГМК «Дальполиметалл») и бутилового ксантогената выполнен по результатам флотации сульфидных минералов на стадии основной сульфидной флотации при переменном расходе собирателей от 5 до 30 (100 Кх) г/т и на основе результатов замкнутых опытов. Результаты заключительных замкнутых опытов представлены в таблице.

Таблица

Показатели обогащения скарново-шеелит-сульфидной руды  
на разных образцах собирателей

Наименование продуктов	Содержание,% и г/т						Извлечение,%					
	Cu	Au	Ag	As	S	WO <sub>3</sub>	Cu	Au	Ag	As	S	WO <sub>3</sub>
<b>ИМА-И413 25+5 г/т</b>												
Cu концентрат	15,1	15,3	123,1	0,90	37,3	0,64	74,4	34,0	56,3	18,3	13,5	0,51
S концентрат	3,3	7,0	48,9	0,42	17,4	0,48	81,8	45,8	66,2	42,4	31,4	3,23
<b>ИМА-И413 + Кх = (25+5) + (5+2,5) г/т</b>												
Cu концентрат	18,5	15,8	87,0	1,31	33,3	0,47	76,6	30,1	41,0	26,7	10,6	0,6
S концентрат	2,8	6,6	39,5	0,42	24,6	0,32	81,6	47,4	70,3	60,9	55,2	2,85
<b>ФРИМ-9 =37,5+7,5 г/т</b>												
Cu концентрат	19,4	15,4	97,0	0,64	32,7	0,33	74,5	37,4	54,2	12,5	9,5	0,39
S концентрат	3,57	7,2	44,3	0,34	17,4	0,39	82,8	43,0	65,7	39,5	30,5	2,83

Таким образом, на смеси собирателей (ИМА-И413 + Кх) наблюдается прирост извлечения меди в медный концентрат на 2,2%, при повышении содержания мышьяка в медном концентрате на 0,41%, относительно стандартного образца аэрофлота. В сульфидном цикле введение Кх несколько активизировало флотацию благородных металлов. Прирост извлечения по золоту составил 1,6%, по серебру - 4,1%, однако за счет ужесточения условий селекции (расход активированного угля увеличен в 1,4 раза, динатрийфосфата - в 2 раза), показатели по извлечению золота и серебра в медный концентрат ниже, чем при флотации с аэрофлотом ИМА-И413.

На аэрофлоте ФРИМ-9 получен медный концентрат с содержанием меди 19,4%, мышьяка - 0,64%, извлечение меди 74,5% (приведенное 76,2%). Аэрофлот ФРИМ-9 более селективен, чем образец ИМА-И413, но для обеспечения планового извлечения

меди в медный концентрат потребовалось увеличение расхода собирателя в 1,5 раза. Получен практически одинаковый уровень извлечения меди в концентрат, но при более высоком качестве медного концентрата, достигнуто снижение содержания мышьяка на 0,26%, повышение извлечения золота на 3,4%, уменьшение потерь шеелита с сульфидным концентратом на 0,4%. Улучшение показателей по извлечению золота связано со снижением его потерь в медном цикле с хвостами медной селекции.

По результатам проведенных оценочных исследований рекомендуется провести промышленные испытания с применением аэрофлота ФРИМ-9 в сульфидном цикле.

*Список использованных источников*

1. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы. М.: Изд. Дом МИСиС. 2011. 411 с.
2. Рябой В.И., Кретов В.П., Смирнова Е.Ю. Использование диалкилдитиофосфатов при флотации сульфидных руд. // Сборник материалов Конгресса обогатителей стран СНГ, М.: Изд. Дом «Руда и металлы». 2013. Т. 11. 496 с.

***А.А. Панина, Д.С. Цыплаков, А.В. Корнилов, Е.Н. Пермяков***

Федеральное государственное унитарное предприятие «Центральный научно-исследовательский институт геологии нерудных полезных ископаемых», г. Казань, Республика Татарстан, Россия; technology-geolnerud@yandex.ru

## **АКТИВИРОВАННЫЕ ДИСПЕРСНЫЕ МИНЕРАЛЬНЫЕ НАПОЛНИТЕЛИ И СЫРЬЕВЫЕ СМЕСИ ДЛЯ ПОРТЛАНДЦЕМЕНТА**

Эффективное использование дисперсных минеральных наполнителей зависит от химического состава и дисперсности как цемента, так и вводимой добавки. Влияние минеральных добавок обусловлено тем, что они воздействуют на процесс гидратационного твердения цемента, микроармируют образующийся искусственный камень, препятствуют распространению в нем микротрещин при действии внешних напряжений, вызывают перераспределение механических напряжений между частицами добавки и искусственным камнем. При этом важно, чтобы модуль упругости материала добавки был выше, чем у искусственного камня.

Дисперсные минеральные микронаполнители могут выполнять роль подложек, на которых происходит рост кристаллов образующихся гидратных соединений. Добавки должны быть достаточно близки по составу, типу химических связей и физико-химическим характеристикам (удельной энтальпии образования, удельной энтропии и др.) к исходным вяжущим веществам и продуктам их гидратации. Содержание вводимых добавок во многих случаях колеблется в широких пределах: от доли процента до нескольких десятков процентов от массы вяжущего вещества.

Взаимодействие наполнителей с минеральными вяжущими веществами осуще-

ствляется в зоне контакта частиц этих компонентов. Очевидно, оптимальная концентрация добавок соответствует случаю, когда частица добавок со всех сторон плотно окружена частицами гидратированного цемента. Меньшее количество добавки приведет к снижению эффективности ее действия. При большем ее содержании возможны прямые контакты между частицами добавки, что также снизит эффективность ее влияния [1].

Из природных объектов цементного сырья (компонентов, шихты, наполнителей) не всегда удастся получить продукцию необходимого качества. Для улучшения свойств сырья используют механические способы его переработки, сопровождающиеся активацией частиц.

В качестве добавки - наполнителя в товарный портландцемент исследовался обогащенный волластонит (производитель ООО «Волластонит»), активированный в электромассклассификаторе [2].

Разработана смесь портландцемента (85-90%) с механоактивированным волластонитом с размером частиц менее 40 мкм, которая имеет повышенное значение прочности при сжатии при удовлетворяющих требованиям стандарта сроках схватывания, дисперсности и равномерности изменения объема.

Данную добавку-наполнитель по сравнению с неактивированным волластонитом можно вводить в портландцемент в большем количестве без ухудшения его эксплуатационных характеристик. Это является экономически эффективным, так как затраты на механоактивацию волластонита ниже, чем на обжиг портландцементного клинкера, т.е. экономятся топливно-энергетические ресурсы. Добавка 10 и 15% механоактивированного волластонита повышает прочность при сжатии портландцемента на 19 и 21% соответственно. Оптимальным количеством введения природного неактивированного волластонита в портландцемент является 7-9% (11% добавки снижает прочность цемента). При этом прочность при сжатии повышается на 15-20%, в то время как применение механоактивированного волластонита позволяет достичь подобного увеличения и даже более высокого значения прочности при сжатии при большем его содержании (10 -15%) в портландцементе. Такой эффект обусловлен, прежде всего, изменением процесса гидратации и оптимизацией структуры цементного камня.

Механоактивация двух цементных шихт (№Ш-1 и Ш-2), отличающихся химическим составом и, соответственно, значениями коэффициента насыщения и модулей, проводилась в планетарной шаровой мельнице «Активатор - 2SL». Ее технические характеристики позволяют получать в ней порошок с размером частиц несколько нанометров, проводить механохимические реакции и активацию материалов.

Продолжительность обработки шихт варьировалась от 3 до 10 минут.

Портландцементный клинкер из исходных и механоактивированных цементных шихт получали в лабораторных условиях сухим способом при температуре обжига 1450°C. Минеральный состав исследуемых клинкеров практически одинаковый.

Прочностные характеристики портландцемента, полученного из них, представлены в табл.

Таблица

Влияние механоактивации цементной шихты на прочностные характеристики портландцемента

№ шихты	Время обработки, мин	Прочность при сжатии (МПа) образцов после выдержки, суток		Прочность при изгибе (МПа) образцов после выдержки, суток	
		7	28	7	28
Ш-1	-	29,5	45,2	6,2	7,6
Ш-1	5	33,1	54,2	6,1	8,6
Ш-1	10	39,8	66,3	7,5	9,9
Ш-2	-	35,6	38,8	5,4	6,2
Ш-2	3	39,3	48,3	7,1	7,3
Ш-2	6	41,1	49,5	7,8	6,9

После 28 суток выдержки прочность образцов, приготовленных из активированной шихты № Ш-1, повысилась: при сжатии – на 20-47%. при изгибе – на 13-30%. С увеличением продолжительности обработки шихты с 5 до 10 минут прочностные характеристики возрастают. Обработка сырьевой шихты № Ш-2 приводит к увеличению прочности образцов при сжатии на 25%, при изгибе – на 11-17%. Изменение времени обработки с 3 до 6 минут практически не влияет на прочностные свойства.

Увеличение прочностных характеристик портландцемента, по-видимому, происходит за счет более полного взаимодействия активированных частиц сырьевой шихты в процессе обжига, вследствие чего интенсифицируется процесс минералообразования и качество клинкера повышается в результате оптимизации его кристаллической структуры.

Таким образом, повышение прочности портландцемента возможно путем использования механоактивированных сырьевых шихт и волластонитовой добавки-наполнителя. В результате активации цементной шихты увеличение прочности при сжатии может достигать 47%, при изгибе – 30%. По сравнению с природным волластонитом применение активированного наполнителя позволяет получить более высокое значение прочности при сжатии при большем его содержании в портландцементе.

*Список использованных источников*

1. Повышение свойств композиционных строительных материалов введением минеральных микронаполнителей /Г.И. Бердов, Л.В. Ильина, В.Н. Зырянова, Н.И. Никоненко, А.В. Мельников//Стройпрофи, 2012, №2, с. 26-29.
2. Способы повышения прочностных характеристик портландцемента /Т.З. Лыгина, А.В. Корнилов, А.А. Панина, Е.Н. Пермяков //Цемент и его применение. 2010. №5. С. 124-126.

***А.С. Опалев, В.В. Бирюков, А.В. Щербаков\****

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г.Апатиты Мурманской обл., Россия; opalevAS@rambler.ru; birukov@goi.kolasc.net.ru

\*Открытое акционерное общество «ОЛКОН» (ОАО «ОЛКОН») г.Оленегорск Мурманской обл., Россия; avscherbakov@olcon.ru

## **СТАДИАЛЬНОЕ ВЫДЕЛЕНИЕ МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ НА ОАО «ОЛКОН»**

Известно, что схемы магнитного обогащения железистых кварцитов построены по принципу стадийного выделения хвостов. После каждой операции уменьшения крупности осуществляется магнитная сепарация с целью удаления хвостов. Готовый концентрат получается только в последней стадии обогащения.

Одним из путей повышения эффективности схем обогащения при обогащении железистых кварцитов является стадийное выделение не только хвостов, но и готового концентрата, которое позволит снизить затраты на последующее измельчение, а также несколько повысить выход концентрата и извлечение железа в концентрат.

Анализ эффективности используемого сегодня оборудования на предприятиях отрасли показывает, что наиболее узким местом является несовершенство работы классифицирующих аппаратов. Для выделения готового по крупности материала в циклах измельчения руды наиболее распространена и, как правило, применяется гидравлическая классификация, осуществляемая в механических классификаторах или гидроциклонах различных типов, но в целом эффективность их работы, как правило, не превышает 35-50% по готовому классу. Низкая эффективность работы классифицирующего оборудования уменьшает производительность мельниц по готовому классу и требует увеличения фронта измельчения на 75-150% по сравнению с теоретически необходимым, что приводит к переизмельчению зерен полезных минералов при низкой степени раскрытия сростков и, в конечном итоге, снижает извлечение ценных компонентов в концентрат.

Мировой опыт показал, что наиболее интересным и перспективным направлением работ по решению указанной выше задачи является применение операции тонкого грохочения в циклах измельчения. При этом задача энергосбережения может быть решена путем сокращения числа мельниц при неизменной производительности секции или увеличением объема переработки руды на секции при неизменном фронте измельчения, естественно, что при этом выход и качество концентрата не должны снизиться. Такой подход важен и при модернизации технологии производства железорудного концентрата.

Существенное улучшение эффективности классификации может быть достигнуто путем применения операции тонкого грохочения, реализуемой на грохотах нового

поколения. Очевидно, что разделение материала по крупности на сите более эффективно, чем разделение за счет центробежных сил, поскольку в гидроциклонах распределение частиц по продуктам классификации происходит по крупности и плотности и носит вероятностный характер. Операция тонкого грохочения на сите обеспечивает более эффективное разделение за счет уменьшения погрешности классификации и максимального выхода расчетного класса в подрешетный продукт.

В настоящее время уже имеется положительный опыт от применения операции тонкого грохочения на ряде предприятий: ОАО «Карельский окатыш», ОАО «Соколовско-Сорбайское ГПО, ОАО «Ковдорский ГОК» и других. На ОАО «Олкон» в настоящее время находятся в эксплуатации 20 единиц грохотов «Stack Sizer<sup>TM</sup>» модели 2S648-1STK фирмы «Derrick Corporation», при этом достигнуто существенное снижение энергопотребления измельчительного передела, выразившееся в уменьшении количества эксплуатируемых мельниц шаровой загрузки с двух до одной во второй стадии измельчения.

Однако получение кондиционного магнетитового концентрата с содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  65,7% из подрешетного продукта тонкого грохочения с целью стадийного вывода применением только магнитной сепарацией оказалось весьма затруднительным и требует применения более селективных методов разделения, одним из которых является магнитно-гравитационная сепарация в однородном магнитном поле и восходящем водном потоке.

С целью определения оптимального местоположения операций тонкого грохочения и магнитно-гравитационной сепарации в топологии технологической схемы обогатительной фабрики ОАО «Олкон» проведена серия экспериментальных исследований по доводке различных продуктов обогащения, расклассифицированных в условиях ДОФ ОАО «ОЛКОН» на грохоте «Stack Sizer<sup>TM</sup>», оснащенном пятью деками с различными размерами ячеек полиуретановых сит. Операции тонкого грохочения подвергались черновые концентраты I и II стадий обогащения, соответственно пески гидроциклона ГЦ-500 и питание гидроциклона ГЦ-650 9-ой технологической секции.

Полученные подрешетные продукты подвергались стандартной магнитной сепарации на лабораторном барабанном сепараторе с получением магнитной фракции и немагнитных хвостов. Применение тонкого грохочения и последующей магнитной сепарации не позволяет получить готовый концентрат кондиционного качества (с содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  не менее 65,7%) непосредственно из стадийных черновых концентратов, поэтому дальнейшее обогащение полученных магнитных продуктов осуществлялось магнитно-гравитационной сепарацией.

Целью выполненных экспериментальных исследований являлось определение эффективных параметров магнитно-гравитационной сепарации и технологических показателей, обеспечивающих получении магнетитового концентрата как кондиционного качества, так и максимально возможного для оценки потенциальной возможно-

сти использования их в процессах внедоменного получения железа.

В процессе исследований было установлено, что напряженность магнитного поля в рабочем объеме магнитно-гравитационного сепаратора является определяющим параметром разделения, который позволяет изменять технологические показатели в широком диапазоне, а скорость восходящего водного потока является функцией крупности разделяемого материала и может варьировать в определенном диапазоне значений.

На рис. 1 представлены графические зависимости технологических показателей магнитно-гравитационной сепарации магнетитсодержащих фракций, полученных из питания гидроциклона ГЦ-650 и песков гидроциклона ГЦ-500 тонким грохочением и последующей магнитной сепарацией, от напряженности магнитного поля  $H$ . Полученные данные показывают, что применение магнитно-гравитационной сепарации в комбинации с тонким грохочением позволяет получить железорудные концентраты как кондиционного качества (67,5%  $Fe_{\text{общ.}}$ ), так и содержащие более 70% железа общего, при этом такие продукты могут быть получены из продуктов первой и второй стадий обогащения.

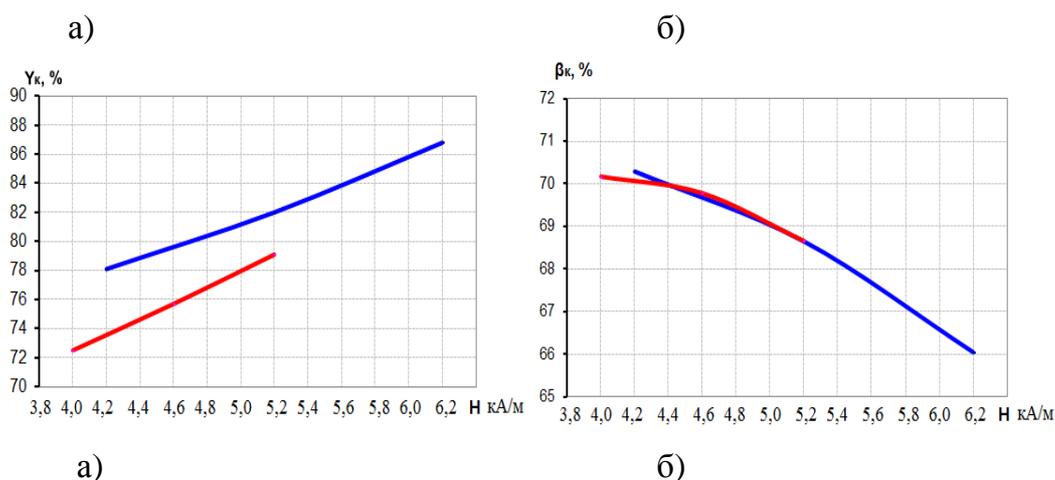


Рис. 1. Технологические показатели магнитно-гравитационной сепарации черновых концентратов (—первой стадии; —второй стадии) от напряженности магнитного поля: а) – выход концентрата  $\gamma_k$ ; б) – содержание  $Fe_{\text{общ.}}$  в концентрате  $\beta_k$ .

Полученные результаты подтверждают целесообразность использования магнитно-гравитационной сепарации для стадийного вывода магнетитового концентрата из обеих стадий обогащения, при этом функциональная зависимость содержания  $Fe_{\text{общ.}}$  в концентрате от напряженности магнитного поля позволит решить проблему стабилизации качества производимой продукции современными средствами автоматизации в будущем.

Таким образом, проведенные технологические исследования показали принципиальную возможность применения комбинации тонкого грохочения и магнитно-

гравитационной сепарации для получения магнетитовых концентратов с кондиционным содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  и выше (до 70%) уже на первых стадиях обогащения. Использование указанного выше технологического решения применительно к перерабатываемым на ОАО «Олкон» железистым кварцитам позволит не только уменьшить энерго-ресурсозатраты при производстве концентрата, но и решить вопросы стабилизации качества товарной продукции при внедрении соответствующих систем автоматизации технологических процессов.

***В.И. Ростовцев***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск Россия; benevikt@misd.nsc.ru,

## **ВЛИЯНИЕ РАДИАЦИОННО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА МАГНИТНЫЕ СВОЙСТВА ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ**

В настоящее время в переработку вовлекаются труднообогатимые руды сложного вещественного состава, характеризующиеся низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью и близкими свойствами минералов. В этих условиях создание высокоэффективных, экологически безопасных технологий приобретает особенно важное значение.

Одной из таких технологий является магнитная. Магнитное обогащение – широко используемый способ для извлечения магнитных или слабомагнитных минералов из железосодержащих и других руд, основанный на различиях в магнитных свойствах составляющих компонентов. Этот простой технологический процесс характеризуется высокой эффективностью и его применение мало отражается на загрязнении окружающей среды.

Однако различия в магнитных свойствах большинства природных минералов недостаточно велики для их эффективного разделения, что в отдельных случаях снижает технологические показатели обогащения, особенно слабомагнитных железных руд. С целью повышения эффективности обогащения необходимо увеличение этих различий физическими, физико-химическими, и даже химическими способами. В промышленных и лабораторных условиях часто используются процессы изменения объемных и поверхностных магнитных свойств.

Одним из таких объемных процессов является обжиг, который основан на превращении слабомагнитных железосодержащих минералов в магнитные компоненты (магнетит или  $\gamma$ -гематит) в определенных условиях (окислительная, нейтральная или восстановительная среда) при постоянной температуре. Этот процесс в промышленности является основным для изменения объемных магнитных свойств железосодер-

жащих руд. При этом главные проблемы – большое энергопотребление, высокая стоимость процесса обжига и загрязнение воздуха.

Модификация поверхностных магнитных свойств основывается на химических, электрохимических (магнетизация щелочным травлением, электрохимическая обработка) и поверхностных химических процессах (гидрофобная магнетизация, введение магнитноактивной затравки и реагентов). Главное в химическом и электрохимическом процессах – образование ферромагнитного слоя на слабомагнитных минеральных частицах во время протекания химических или электрохимических реакций. Поверхностная химическая технология позволяет покрывать слабомагнитные частицы ферромагнитным адсорбатом при воздействии поверхностно-активных веществ.

Следует отметить, что выдающийся российский ученый, член-корреспондент АН СССР И.Н. Плаксин считал, что одним из важнейших направлений при обогащении минерального сырья является поиск таких энергетических воздействий, которые существенно повысят полноту и комплексность использования минерального сырья при обогащении полезных ископаемых.

В настоящей работе приводятся результаты исследований по влиянию обработки потоком высокоэнергетических электронов железосодержащих сульфидов на их магнитные свойства и перспективы их использования в процессах обогащения.

Обработка пучком электронов, как быстрый и эффективный метод нагревания для фазовых превращений, подробно изучался и широко используется в процессах тепловой обработки металлов. Применение этого метода для интенсификации процессов обогащения полезных ископаемых систематически изучалось рядом исследователей (Плаксин И.Н., Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е., Старчик Л.П., Бочкарев Г.Р., Флорек И., Ванг Х., Лу С.С. и др.). Установлено, что и магнитные свойства руд слабомагнитных минералов могут быть изменены с помощью обработки потоком высокоэнергетических электронов, что имеет большое значение для интенсификации обогащения слабомагнитных руд и разделения минералов со сходными свойствами.

В лабораторных экспериментах изучались некоторые железосодержащие сульфидные минералы – пирит, арсенопирит, халькопирит. Обработка минеральных порошков различной крупности производилась на промышленном ускорителе электронов ИЛУ-6 в Институте ядерной физики СО РАН. Температура облучаемого образца измерялась термопарой и регулировалась контрольной системой ее поддержки. Оценка магнитных свойств минералов по изменению удельного магнитного момента осуществлялась с помощью вибрационного магнитометра типа LDJ9600 (LDJ Electronic Inc., США). Фазовые превращения минералов после радиационно-термической обработки потоком высокоэнергетических электронов определялись с помощью рентгеноструктурного анализа.

Установлено, что при достижении максимальной температуры 400°C под действием обработки пучком ускоренных электронов удельный магнитный момент мине-

ралов увеличивается: в 57 раз для пирита с размерами частиц 75–180 мкм, в 43 раза для пирита крупностью 53–75 мкм, в 291 раз для арсенопирита крупностью 53–75 мкм, в 921 раз для арсенопирита с величиной зерен менее 53 мкм, в 9.7 раза для халькопирита с размерами частиц 75–180 мкм. При этом величина удельного магнитного момента минералов зависит как от температуры, так и от крупности обрабатываемых частиц сульфидов.

Так для необработанного пирита с размерами частиц 75–180 мкм удельный магнитный момент составлял  $0.1846 \cdot 10^{-8}$  А·м<sup>2</sup>/г, а для обработанного до 400°C –  $10.52 \cdot 10^{-8}$  А·м<sup>2</sup>/г, т.е. магнитный момент увеличился в  $10.52 \cdot 10^{-8} / 0.1846 \cdot 10^{-8} \approx 57$  раз; для пирита размерами частиц крупностью 53–75 мкм удельный магнитный момент изменился от  $0.418 \cdot 10^{-8}$  до  $18.134 \cdot 10^{-8}$  А·м<sup>2</sup>/г, т.е. в 43 раза.

Еще большая разница между удельным магнитным моментом исходного и обработанного пучком ускоренных электронов минерала характерна для арсенопирита.

Используя разницу в поведении различных сульфидных минералов в сложных по вещественному составу упорных рудах после их обработки пучком ускоренных электронов можно управлять технологическим процессом их обогащения, добиваясь при этом высоких показателей разделения.

Результаты рентгеноструктурного анализа показали появление в обработанных пучком ускоренных сульфидных минералах магнитных фаз в виде Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, γ-Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> в разных сочетаниях, тогда как при обычном нагревании фиксируется образование только одной фазы Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. Изменения магнитных свойств облученных минералов зависят как от содержания указанных магнитных фаз, так и от крупности образцов.

Показанная возможность селективно-направленного изменения магнитных свойств железосодержащих минералов при их радиационно-термической обработке открывает перспективы для создания эффективных, экологически чистых технологий переработки комплексных руд сложного состава и продуктов их обогащения.

Одним из ярких примеров использования радиационно-термической обработки является возможность разделения оловянных продуктов, содержащих арсенопирит. Установлено, что обработка пучком ускоренных электронов сульфидно-мышьяковистых оловянных концентратов позволяет интенсифицировать процесс их последующей магнитной сепарации. При этом в магнитную фракцию извлекается более 70% железа и около 90% мышьяка.

Достоинством энергетических воздействий является то, что в случае их реализации нет необходимости радикально изменять технологические схемы и оборудование обогатительных фабрик. Их существо состоит в выявлении оптимальных режимов, при которых происходят целенаправленные изменения свойств минерального сырья, и в разработке техноло-

гических схем и режимов для переработки конкретного упорного минерального сырья с их апробацией с использованием высокоэффективного и надежного современного отечественного оборудования.

Следует отметить, что промышленные ускорители электронов типа ИЛУ и ЭЛВ конструкции ИЯФ СО РАН хорошо себя зарекомендовали в различных областях народного хозяйства не только нашей страны, но и за рубежом.

Таким образом, использование радиационно-термической обработки позволяет направленное изменять магнитные свойства железосодержащих сульфидов, что создает предпосылки для создания эффективных, экологически чистых технологий переработки комплексных руд сложного состава и продуктов их обогащения с применением энергетических воздействий.

***В.А. Чантурия, Г.П. Двойченкова, Г.Х. Островская\****

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва Россия

\*УГОК, г. Мирный, Россия

### **ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ ВОДОЭМУЛЬСИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОТМЫВКИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ ОТ ЖИРОВОЙ МАЗИ И МАЗУТА С ОЦЕНКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОЛУЧЕННЫХ РЕЗУЛЬТАТОВ В УСЛОВИЯХ СХЕМ ДОВОДКИ ОФ№3 МГОКа И ОФ№8 АГОКа**

В существующих схемах концентраты липкостной сепарации с остатками жировой мази на кристаллах алмазов обезжиривается перед технологическими операциями доводки, как правило, промывкой горячей водой (~90°C) с кальцинированной содой и ПАВ

Опытом работы цеха доводки и результатами ранее выполненных исследований установлено, что данный метод отмывки жировой мази с кристаллов недостаточно эффективен. Экспериментально доказано, что при его применении в водном растворе происходит частичное омыление органических составляющих жировой мази, которые при удалении жидкой фазы оседают на поверхности алмазов в виде пленок, твердеющих при высокотемпературной сушке. Аналогичные явления происходят и на поверхности алмазных кристаллов, извлеченных в концентрат пенной сепарации с применением реагента-собирателя мазута, который также представлен органическими составляющими, не удаляющимися перед процессом термической сушки. В действующих на ОФ№3 МГОКа и на ОФ№8 АГОКа схемах доводки алмазосодержащих продуктов в качестве основного метода принята рентгенолюминесцентная сепарация, которая является достаточно сложным процессом, имеющим свои особенности для

алмазов с пониженной интенсивностью люминесценции. Вновь образованные на алмазной поверхности в процессе высокотемпературной сушки техногенные органические пленки изменяют природные поверхностные и объемные свойства кристаллов, в том числе снижая их естественную интенсивность люминесценции, что, в свою очередь, приводит к нарушению работы сепараторов и увеличению потерь алмазов с хвостовыми продуктами. Таким образом, вопрос повышения эффективности обезжиривания алмазных концентратов липкостной сепарации и отмывки от мазута алмазных концентратов пенной сепарации перед процессами высокотемпературной сушки и последующими технологическими процессами доводки является на настоящий момент достаточно актуальным.

С применением методов РФС, ИКС, УФС и микрофотографии установлена эффективность использования данного метода отмывки алмазов от жировой мази и мазута со степенью очистки 99,4 % и 98,8% соответственно.

Промышленными испытаниями в схемах ОФ№3 МГОКа и ОФ№8АГОКа с применением методов прямого опробования и микрофотографии установлена технологическая эффективность использования данного метода отмывки алмазосодержащих концентратов по следующим показателям:

- от жировой мази за счет увеличения извлечения алмазов класса -5+2 мм в среднем на 12,9% и на 10,2% соответственно.,

от мазута за счет увеличения извлечения алмазов класса -2+0,5мм в среднем в 1,3 раза и на 24,4% соответственно.

Полученные результаты послужили основанием для разработки промышленных принципиальных схем очистки алмазосодержащих концентратов с использованием эмульсионной технологии от органических соединений в условиях ОФ№3 МГОКа и ОФ № 8 АГОКа. В данных схемах реализованы разработанные рекомендации на метод повышения извлечения и качества алмазных концентратов класса -5мм в процессах обогащения и доводки алмазосодержащего сырья

Расчет ожидаемого экономического эффекта от внедрения эмульсионного метода отмывки алмазосодержащих концентратов в схемах доводки выполнен по данным ОТК и составляет в среднем при переработке 500 тыс исх. руды: 6 145 805,0 руб.

Результаты промышленных испытаний подтверждены актами внедрений.

***Секция «Химические методы обогащения и комплексная переработка  
минерального сырья»***

---

***А.К. Вишняков, Т.З. Лыгина, Д.Р. Шакирзянова, Л.П. Козленева***

Федеральное государственное унитарное предприятие «Центральный научно-исследовательский институт геологии нерудных полезных ископаемых», г. Казань, Республика Татарстан, Россия;  
<http://www.geolnerud.net>; [root@geolnerud.net](mailto:root@geolnerud.net)

**ЗАДАЧИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КАЛИЙНО-МАГНИЕВЫХ  
СОЛЕЙ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

Россия обладает большими ресурсами природных калийных и калийно-магниевого солей. Основные их объемы сосредоточены в пределах Российской части Прикаспийского, Предуральяского (включая Верхнепечорскую и Верхнекамскую впадины), Калининградско-Гданьского и Восточно-Сибирского соленосных бассейнов. В их пределах хлоридные калийные соли (сильвиниты KCl), разрабатываемые нашей промышленностью составляют только 28,3% от всех их общих запасов. Остальные 71,7%, представленные хлоридными (карналлитовыми, сильвин-карналлитовыми), сульфатными (полигалитовыми) и смешанными сульфатно-хлоридными калийно-магниевыми солями, которые не используются нашей промышленностью. Исключение составляет небольшой объем карналлитовых солей Верхнекамского месторождения, которые перерабатываются на металлический магний.

За рубежом ситуация иная, почти все природные калийные и калийно-магниевого соли широко разрабатываются. В Германии, Конго, Бразилии, Аргентине, Израиле – переработка карналлитовых солей с получением хлористого калия, различных соединений магния, а также комплексных удобрений, в Италии, Германии, США – переработка смешанных сульфатно-хлоридных солей с получением сульфата калия, калимагнезии и частично хлористого калия, в Англии и США идут подготовительные работы по переработке сульфатных (полигалитовых) солей. Из последних планируется получение сульфата калия и калимагнезии.

В России в 60-х и 70-х годах прошлого столетия ВНИИГом проводились исследования по переработке карналлитовых и сильвинит-карналлитовых пород с получением из них хлористого калия. Однако, эти разработки не были доведены до логического конца, и практической реализации данные технологии не получили.

Таким образом, необходимость развития калийной сырьевой базы России в разных наиболее приближенных к сельскохозяйственным районам регионах, при наличии огромных ресурсов и запасов карналлитовых и «смешанных» солей, делает вопрос их рациональной переработки чрезвычайно актуальным.

При этом особое внимание необходимо уделить разработке более эффективных

технологических схем с использованием новых технических решений, например, введение в обогатительный цикл гидроциклонов для разделения шламового КС1 и зерен природных солей, природных зерен сильвина и галита и т.п., а также замена процессов аппаратного выпаривания или вымораживания на метод реагентного высаливания шламового КС1.

В конечном итоге вместо одного продукта - хлорида калия получают комплексные, в том числе, бесхлорные удобрения.

Одним из перспективных способов получения целого комплекса полезных продуктов из карналлитовой и «смешанной» породы может служить метод электролиза с твердым катодом (диафрагменный способ). Этот метод широко применяется в промышленности при производстве гидроксида натрия (NaOH) из растворов каменной соли. Также как и при производстве NaOH, в результате переработки растворов калийных и калийно-магниевых солей, получаемый в катодной зоне водород может использоваться как топливо, а гидроксиды натрия и калия в дальнейшем, нейтрализуются разными видами кислот, с образованием целого ряда ценных и необходимых промышленности и сельскому хозяйству конечных продуктов, таких как сода ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ), сульфат натрия ( $\text{Na}_2\text{SO}_4$ ), поташ ( $\text{K}_2\text{CO}_3$ ), калийно-фосфорные и калийно-сульфатные соединения и т.п. При этом образующийся в анодной зоне хлор, помимо создания на его основе соляной кислоты и хлористого железа, может использоваться для получения гипохлорита, хлорита или перхлорита натрия, сульфатно-хлоридного коагулянта и др. соединений хлора, которые находят широкое применение в качестве окислителя и отбеливающих агентов, а также для последующей их переработки в хлорорганические соединения, с получением из них хлорсодержащей пластмассы и растворителей. Хлормagneиые рассолы, которые образуются при переработке, также могут использоваться для получения твердого гидроксида магния, хлора и водорода. Наиболее эффективным способом является электролиз (например, на диафрагменном электролизере непрерывного действия фильтр-прессного типа), получаемый при этом оксид магния обладает очень высокой чистотой и соответствует маркам ведущих зарубежных фирм.

Следует отметить, что традиционные флотационные и галургические способы переработки карналлитовых и сильвинит-карналлитовых пород при всех их достоинствах, сводятся только к простому выделению составных их компонентов. В этом отношении электрохимические способы более мобильны (при необходимости перехода выпуска от одного продукта к другому или при увеличении доли одних соединений за счет снижения доли других) и позволяют получать более ценные конечные продукты. Однако, по сравнению с традиционными способами они требуют больших энергозатрат и первичных капиталовложений, которые с лихвой окупятся стоимостью получаемых дефицитных продуктов.

Вместе с тем существующая пока разработка на получение хлористого калия

только сильвинитов Верхнекамского месторождения, находящегося вне зоны интенсивной сельскохозяйственной деятельности, обуславливает большие экономические потери при перевозке хлористого калия в другие регионы. Поэтому разработка технологии получения KCl из карналлитовых и сильвин-карналлитовых пород на месторождениях, находящихся или приближенных к различным регионам является актуальнейшей задачей.

Учитывая то обстоятельство, что для большинства сельскохозяйственных культур, особенно всех видов фруктовых, большинства овощных, льна, картофеля, табака и других, не безразлична форма нахождения соединений калия и магния при внесении их в почву, важное значение для увеличения их урожайности имеют бесхлорные калийные и калийно-магниевые удобрения.

Одним из перспективных природных соединений для производства бесхлорных удобрений, таких как простых калийных сульфатов ( $K_2SO_4$ ), более сложных двойных калийно-магниевых - калимагнезии ( $K_2SO_4 \cdot MgSO_4$ ), так и комплексных калийно-магниевых нитратных («нитрокалимаг» - 51% -  $KNO_3$ , 38% -  $Mg(NO_3)_2$ , 2% -  $CaSO_4$ , 9% -  $H_2O$ ) или сульфатно-нитратных («сульфонитрокалимаг» - 22% -  $K_2SO_4$ , 16% -  $MgSO_4$ , 7% -  $Mg(NO_3)_2$ , 49% -  $NH_4NO_3$ , 6% -  $H_2O$ ), являются полигалитсодержащие породы. Богатые разности их после предварительной подготовки (отмывки от NaCl и прокаливания) могут перерабатываться по американской технологии на сульфат калия и калимагнезию. Для менее богатых пород ВНИИГом в 70-тые годы прошлого столетия была предложена технология переработки полигалитсодержащих пород путем азотно-кислотного разложения, с получением комплексных удобрений («нитрокалимага»), содержащих нитратные соединения калия и магния. Однако, отсутствие в этом удобрении оптимального набора основных питательных элементов поставило перед нами задачу создания новой технологии переработки полигалитсодержащих пород с получением комплексного удобрения - «сульфонитрокалимаг».

Технология отличается большей экономичностью, меньшим количеством отходов и оборотных вод и защищена патентом РФ № 2276123 от 10.05.2006г.

Технология оказалась достаточно гибкой, что позволяет получать комплексное удобрение с различным соотношением в них питательных веществ, пригодных как для различных типов почв, так и для конкретного типа сельскохозяйственных растений. Кроме того, она дает возможность получать также фосфорсодержащее удобрение (NPKMgS-удобрение) и удобрения с добавками микроэлементов и т.д.

Присутствие в составе удобрения соединений  $NH_4NO_3$  дает хорошую прибавку урожая, сульфата калия – повышение качества, а сульфат магния приводит к усилению образования в них эфирных масел. Все это делает данное комплексное удобрение перспективным товарным продуктом. Его единовременное внесение в почву способно заменить целый комплекс работ по отдельному внесению калийных, нитратных, фосфорных и др. удобрений. Подобное, но только комплексное NPK-удобрение пользуется

большим спросом в Западной Европе и Азии. Развитие всех этих и возможно других направлений переработки калийно-магниевых солей создает не только возможности освоения больших запасов калийно-магниевых пород, но и развитие огромного потенциала в создании мощной базы получения различных видов удобрений в РФ.

*А.Г. Доржиева, В.Г. Литвиненко\**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия;  
dorzhieva-ayagma@mail.ru

\*ОАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение», г. Краснокаменск, Россия;  
LitvinenkoVG@ppgho.ru

### **ВЛИЯНИЕ КРЕМНИЕВЫХ КИСЛОТ НА ПРОЦЕСС ИЗВЛЕЧЕНИЯ УРАНА ИЗ РУДНЫХ ПУЛЬП АНИОНООБМЕННЫМИ СМОЛАМИ**

Гидрометаллургическая переработка урановых руд алюмосиликатного типа включает в себя операции дробления и измельчения руды, сгущения рудных пульп, выщелачивания урана растворами серной кислоты, сорбционного извлечения урана из выщелоченных пульп анионообменными смолами, десорбцию урана серноазотнокислыми растворами, экстракционную перечистку серноазотнокислых элюатов с последующим получением оксидов природного урана [Литвиненко В.Г. Технология переработки урановых руд Стрельцовой группы месторождений. // Вещественный состав и обогащение руд и россыпей Восточного Забайкалья: Справочное пособие. – Чита, Поиск, 2001. – С. 137-140.]

На современных ионообменных смолах уран выделяется весьма селективно. Методы ионного обмена и экстракции позволяют достаточно полно извлекать уран из бедных растворов.

Широкое применение в процессах сорбционного извлечения урана нашли сильноосновные анионообменные смолы.

В процессе серноокислотной обработки рудных пульп помимо урана в жидкую фазу, переходят примеси, которые по характеру их воздействия на аниониты можно подразделить на инертные, депрессирующие и отравляющие. Среди отравляющих примесей наиболее важное значение имеют кремниевые кислоты.

При кислотном выщелачивании алюмосиликатных урановых руд кремнезем переходит в жидкую фазу в растворимой низкополимерной форме в виде моно- и димерных кислот. При повышенных концентрациях они переходят в коллоидные и даже полимерные частицы.

При исследовании ИК спектров анионитов, насыщенных кремнекислотой до емкости 250-350 мг/г, не выявило наличия каких-либо химических связей между крем-

нием и активными центрами сорбентов, что свидетельствует о преобладании необменного механизма окремнения [Спирин Э.К., Водолазов Л.И., Ласкорин Б.Н., Архарова И.И., Команецкий Н.Б. О природе и закономерностях поглощения кремневых кислот ионитами. // Журн. прикл. химии, 1984, №5. С. 997-1000.]. Поглощенная кремниевая кислота в грануле ионообменника конденсируется. Это вторичная реакция, протеканию которой способствует высокая концентрация кремниевой кислоты в фазе анионита. При этом образуются макромолекулы силикагеля, заполняющие пустоты высокополимерного анионита [Водолазов Л.И., Ласкорин Б.Н., Лошманова Э.М., Родионов В.В. Гистерезисные явления и отравление ионитов в сорбционных процессах. // Гидрометаллургия. Автоклавное выщелачивание. Сорбция. Экстракция. М., Наука, 1976. - С. 124-132.]. Накопление кремневых кислот в анионитах приводит к значительному уменьшению емкости анионообменной смолы по урану.

Сравнительная характеристика винилпиридиновых анионитов с ранее использовавшимися анионитами с бензилтриметиламмониевыми функциональными группами показал, что винилпиридиновые аниониты имеют высокую емкость. Высокие емкостные характеристики винилпиридиновых анионитов показали возможность уменьшения единовременной загрузки сорбента, повышения емкости по урану и существенного сокращения выхода товарных элюатов, направляемых на экстракционную перемычку. Вследствие этих факторов в проектной схеме гидрометаллургического завода (ГМЗ) ОАО «ППГХО» было определено использование сильноосновного высокопористого анионита ВП-1Ап.

Отравление анионита ВП-1Ап кремневыми соединениями протекало с большой интенсивностью. В течение первого года, за 30 циклов сорбции-десорбции содержание  $\text{SiO}_2$  в анионите достигло 28%. Сорбционная емкость по урану при этом снизилась от 35 до 28 г/л. Значительно большие изменения в сторону ухудшения претерпела кинетика сорбции. Для анионита, содержащего 28%  $\text{SiO}_2$ , практически полное насыщение по урану достигается только за 24 часа, в то время как для свежего за 6 часов контакта с урансодержащим раствором. Динамика накопления кремния в процессе дальнейшей работы ГМЗ приведена в табл. 1.

Таблица 1

Динамика накопления кремния на анионите ВП-1Ап

№ пп	Показатели	Год эксплуатации						
		1	2	3	4	5	7	9
1	Содержание $\text{SiO}_2$ , %	28	34	36	40	43	50	54
2	Соотношение $\text{OH/Si}$ в кремневом скелете	2,4	2,1	2,0	1,9	1,8	1,4	0,9
3	Механическая прочность, %	85	82	83	86	90	92	96

Приведенные данные свидетельствуют о том, что в процессе эксплуатации происходит увеличение содержания диоксида кремния в анионите ВП-1Ап и максимальное его содержание достигает 54%.

Методом рентгеноспектрального локального анализа было исследовано пространственное распределение кремния в гранулах анионита, содержащего различные количества диоксида кремния.

Проведенными исследованиями было выявлено, что первоначально кремниевые кислоты димеризуются в поверхностном слое, а затем проникают вглубь гранулы и постепенно заполняют весь ее объем.

Накопление кремния сопровождается гидролитической поликонденсацией низкополимерных форм кремниевой кислоты, что подтверждается изменением соотношения групп  $\text{OH-Si}$  в кремниевом скелете.

Механическая прочность анионита снижается с 98% до 85% при содержании диоксида кремния равной 28%, что обусловлено нарушениями структуры матрицы, а затем с повышением содержания кремния возрастает до 96%, что обусловлено полным заполнением гранулы анионита кремниевым скелетом и изменением его структуры.

В табл. 2 представлены данные изменения емкости по урану анионита ВП-1Ап с различным содержанием диоксида кремния при сорбции из производственных растворов.

Таблица 2

Насыщение анионита ВП-1Ап с различным содержанием диоксида кремния по урану

Содержание $\text{SiO}_2$ , %	Время контакта анионита с раствором, час				
	3	6	12	18	24
1	2	3	4	5	6
0	24,0	32,0	33,2	33,4	34,0
1	2	3	4	5	6
33	15,2	23,8	30,4	31,6	32,0
42	9,6	18,0	26,0	30,0	30,4
47	7,6	15,2	23,6	28,4	30,8
54	4,4	8,8	13,8	16,6	18,0

Из результатов, представленных в табл.2 видно, что при содержании в анионите диоксида кремния до 33% практически полное насыщение по урану достигается за 6 часов контакта с раствором.

По мере накопления диоксида кремния в анионите кинетические характеристики ухудшаются, и для достижения равновесия требуется более 24 часов. Изменение кинетических характеристик вызвано стерическими затруднениями, возрастающими по мере изменения свойств формируемого силикагеля и увеличения доли заполнения им макропор анионита.

Накопление кремния ухудшает сорбционные свойства анионита ВП-1Ап и вызывает необходимость проведения операции обескремнивания сорбента.

Десорбцию кремния с анионита осуществляют обработкой раствором гидроксида натрия вначале при рН равным 12,8-13 до достижения концентрации кремния в

растворе 5-7 г/л, затем уменьшают дозировку щелочи и обработку проводят при рН равным 11,0-12,4 до содержания кремния в растворе 20-25 г/л [Авт. св-во 1328986 СССР, Способ десорбции соединений кремния с анионитов. / Ласкорин Б.Н., Водолазов Л.И., Литвиненко В.Г., Команецкий Н.Б., Мукминов В.В., Фастова Л.Н.]. Показатели насыщения анионита ВП-1Ап до и после обескремнивания в зависимости от времени контакта анионита с раствором приведены в табл.3.

Таблица 3

Показатели насыщения ураном анионита ВП-1Ап

Время контакта анионита с раствором, час	Емкость анионита по урану, г/л	
	До обработки	После обработки
2	4,0	16,8
3	4,1	20,5
6	4,9	25,0
24	20,6	38,2

Таким образом, щелочная обработка позволяет практически полностью восстановить сорбционные свойства анионита. Разработанная схема обескремнивания анионита внедрена и успешно эксплуатируется на ГМЗ ОАО «ППГХО».

***В.В. Баранов, В.П. Мязин\****

ЗАО «СЖС Восток Лимитед», г. Чита, Россия, vladimirbaranov\_@mail.ru

\*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия, myazinvpchita@mail.ru

## **ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ «УПОРНЫХ» ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ТЕХНОЛОГИИ БАКТЕРИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ**

В связи с вовлечением в переработку упорных золотосодержащих руд возникает проблема с переработкой сульфидных концентратов полученных в результате флотационного обогащения. Чаще всего такие концентраты не цианируются и имеют не высокие содержания, что делает их нерентабельным для переработки пирометаллургическими методами.

Для переработки таких концентратов в последнее время стали успешно применяться технологии бактериального и автоклавного окисления.

Целью настоящей работы является проведение исследований по переработке упорной золотосодержащей руды с получением сульфидных флотационных концентратов и последующим их бактериальным окислением.

Объектом исследований являлась сульфидная проба с содержанием золота

13,2 г/т, степенью окисления 10%.

Проба обладает природной сорбционной активностью 26%. Кроме того, проба характеризуется наличием вредных примесей, таких как мышьяк 0,83%, сурьма 0,1%, органический углерод 0,42%.

Результаты фазового анализа показали присутствие свободного золота, которое составило 5,6%, тонковкрапленного золота в кварце 17,6%, связанного с сульфидами 76,8%. Основная масса золота в пробе (57,3%) сосредоточена в классах -2,0 +0,4 мм.

Для переработки исследуемой пробы была выбрана флотационная схема. В концентрат удалось извлечь 89,64% золота. Содержание золота в концентрате составило 69,4 г/т серебра 14 г/т, сурьмы 0,7%, железа 18%, серы сульфидной 17% углерода органического 1,3%.

Для переработки флотационного концентрата, исследована технология прямого и сорбционного цианирования.

В результате анализа полученных данных установлено, что при цианировании сульфидных концентратов получены весьма низкие показатели, так извлечение золота даже при тонком помоле и сорбционном режиме выщелачивания составило всего 5,5%.

Для интенсификации процесса цианирования «упорных» концентратов проведены тесты по предварительному бактериальному окислению. В качестве посевного материала использовали 25 дневную культуру автотрофных термофильных бактерий *Acidithiobacillus Ferroxidans*, *Acidithiobacillus Thiooxidans* и *Leptospirillum Ferroxidans*, выращенных на том же сульфидном концентрате.

В результате биоокисления образование серной кислоты за 28 дней составило 205 кг/т. Потеря массы 37-38%, произошла за счет окисления сульфидных минералов и выщелачивания других компонентов в раствор под воздействием кислой среды. Для поддержания рабочего уровня pH (1,5) среды использовался  $\text{CaCO}_3$ .

Расход реагента составил 200 кг/т. Переход мышьяка из твердого состояния в раствор составил 90%. Степень окисления после теста составила 99%.

Содержание в кеке сурьмы снизилось в 2,5 раза, мышьяка в 13,5 раза. Содержание золота в кеке увеличилось на 8% за счет потери массы кека при биоокислении.

На кеке бактериального выщелачивания провели тест по сорбционному цианированию с использованием смолы 20 г/л с концентрацией цианида в растворе 1 г/л продолжительностью 24 часа.

Расход цианида в результате составил 19 кг/т извести 15,6 кг/т. Извлечение золота 96% серебра 80%. Сквозное извлечение золота составило 86%. На основании выполненных исследований можно сделать следующий вывод: применение бактериального выщелачивания перед операцией сорбционного цианирования позволяет повысить извлечение золота на 81%.

В результате чего сквозное извлечение золота составило 86%.

**Л.Н. Крылова, К.А. Вигандт, М.С. Гусаков, Э.В. Адамов**

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия; krulov@yandex.ru

## **ПРЕИМУЩЕСТВА БАКТЕРИАЛЬНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

Бактериальное выщелачивание упорных сульфидных золотосодержащих концентратов успешно применяется в промышленности с 1986 года и в настоящее время более чем на 20 предприятиях в мире. Сейчас производительность бактериального выщелачивания (БВ) достигает 1100 т концентрата в сутки (месторождение Кок-Патасс, Узбекистан) и осуществляется в биореакторах объемом до 1000 м<sup>3</sup>.

Извлечение золота с применением БВ сульфидных концентратов имеет ряд преимуществ по сравнению с альтернативными гидрометаллургическими технологиями – как автоклавное выщелачивание (Activeox®, Leachox® и др.), атмосферное выщелачивание в растворе серной кислоты ионами железа (III) с регенерацией окислителя пероксидом водорода или озоном, хлорсодержащими реагентами – методы Гемфри, Пайка, технология «Albion», выщелачивание аммиачными растворами и др.

Капитальные и эксплуатационные затраты на БВ значительно меньше, чем автоклавного выщелачивания, так как процесс осуществляется при атмосферном давлении и невысокой температуре, прост в обслуживании и управлении.

Расход реагентов и эксплуатационные затраты на БВ сульфидных концентратов намного меньше, чем на выщелачивание ионами железа (III) с регенерацией различными реагентами и выщелачивание пероксидом водорода, озоном, хлорсодержащими соединениями, аммиачными растворами, так как не требуется непрерывная подача окислителя сульфидов, ионы железа (III) в растворе серной кислоты с достаточной скоростью регенерируются бактериями – нерасходуемым катализатором. Участвующие в биоокислении ионы железа поступают в раствор из минералов концентрата. Для выщелачивания используется только серная кислота, воздух и небольшое количество солей, содержащих питательные элементы для бактерий (K, P, N), которые могут присутствовать в концентрате. Применяемые для выщелачивания бактерии являются в основном автотрофными, то есть использующими для строения клетки неорганические соединения углерода – углекислый газ воздуха. Серная кислота расходуемая на биоокисление железа (II) частично восполняется за счет окисления образованной при окислении сульфидов элементной серы сероокисляющими бактериями.

Реакционная способность и окислительный потенциал бактериальных растворов железа (III) значительно больше, чем, растворов полученных окислением химическими реагентами, например, пероксидом водорода. При температуре 25-80°C окислительно-восстановительный потенциал (ОВП) сернокислых бактериальных растворов

Fe(III) на 80-120 мВ больше, чем ОВП «химических» растворов при одинаковой концентрации кислоты и железа. При увеличении температуры до 80°C концентрация Fe (III) в «химическом» растворе за 90 минут снижается в 1,5 раза, железо выпадает осадок, ОВП раствораснижается, а в бактериальном растворе ОВП продолжает увеличиваться и осадок не образуется (Гусаков М.С., Крылова Л.Н. Применение бактериальных сернокислых растворов трехвалентного железа в гидрометаллургии // *Металлург* 2012 №4 с.89-91).

Скорость осаждения твердой фазы в бактериальном растворе больше, чем в «химическом» растворе. Например, средняя скорость осаждения кека выщелачивания сульфидного концентрата в бактериальном растворе в 1,28 раз больше, плотность образуемого осадка в 1,8 раза больше, чем в «химическом» растворе.

Сорбционная активность содержащихся в концентрате углистых веществ при бактериальном окислении снижается относительно золото-цианидного комплекса, в результате повышается извлечение золота и снижается расход цианида.

Бактериальное выщелачивание не взрывоопасно, в отличие от автоклавного процесса. Применяемые для БВ реагенты и образуемые стоки оказывают меньшее негативное влияние на производство и окружающую среду по сравнению с использованием хлорсодержащих, аммиачных и других реагентов.

Цианистые растворы можно применять в обороте в цикле цианирования и био-окисления, так как цианиды разлагаются в кислой среде. Способы обезвреживания цианистых стоков при использовании БВ не зависят от климатических условий и не отличаются от способов, применяемых при автоклавном окислении и цианировании без предварительного вскрытия.

Существенным недостатком технологий БВ является экстенсивность процесса, для достижения достаточной степени окисления сульфидов продолжительность выщелачивания составляет 4-5 суток.

Длительность БВ обусловлена ограничением параметров выщелачивания условиями для активной жизнедеятельности бактерий – температуры, концентрации кислоты и ионов металлов, режима перемешивания и аэрации и др., так как окисление сульфидов и бактериальная регенерация окислителя – ионных комплексов железа (III), осуществляется в одном объеме аппаратов.

Для обеспечения длительного выщелачивания требуется большой объем и количество аппаратов, перемешивающих устройств и компрессоров, аэраторов, в результате капитальные и эксплуатационные затраты увеличиваются.

При выделении после 60-90 часов БВ пирит-арсенопиритного золотосодержащего концентрата окисленной части материала по крупности классификацией в гидроциклоне и более длительное довыщелачивание наиболее упорной песковой фракции, позволяет повысить степень окисления сульфидов и извлечение золота (Адамов Э.В., Панин В.В. Биотехнология металлов. Курс лекций.- М: МИСиС, 2003.- 147 с.).

На основании современных представлений о действии бактерий разработаны технологии, позволяющие снизить продолжительность биоокисления сульфидных концентратов до 10-20 часов. Установлено, что окисление сульфидов при БВ осуществляется биоорганическими комплексами железа (III) в растворе серной кислоты, образуемыми при окислении ионов железа (II) железобактериями, непосредственное действие бактерий на сульфиды незначительное.

Исследованиями показано, что параметры, при которых достигается наибольшая скорость выщелачивания металлов из сульфидного концентрата (значение pH, концентрация  $Fe^{+3}$ , температура) существенно отличаются от значений, при которых бактерии наиболее активно окисляют железо (Гусаков М.С., Крылова Л.Н. и др. Влияние физико-химических параметров раствора на окислительную активность бактерий и выщелачивание сульфидных концентратов. Материалы IX Конгресс обогатителей стран СНГ. Том I. –М.: 2013. С.210-215). Интенсифицировать БВ возможно при осуществлении окисления сульфидов и вскрытия золота отдельно от биоокисления железа и создания оптимальных условий для каждого процесса.

Применение «раздельных» схем позволяет осуществлять выщелачивание минералов и металлов в более агрессивных условиях - при температуре до 90°C, содержании твердой фазы в пульпе до 40%, высокой концентрации железа и кислоты, интенсивном перемешивании, и одновременно обеспечить благоприятные условия для окисления железа бактериями, что позволяет значительно снизить продолжительность выщелачивания и повысить технологические показатели извлечения металлов в раствор.

Окисление сернокислых растворов железа (II) бактериями протекает недостаточно интенсивно, окислительная активность не превышает 0,8-1,0 г/л железа (II) в час, концентрация клеток в пульпе не более  $10^7$ - $10^8$  кл/мл, что связано с вымыванием биомассы в непрерывном режиме выщелачивания.

Скорость окисления железа значительно повышается при концентрировании биомассы адсорбцией бактерий на твердых неподвижных носителях – иммобилизаторах, что предотвращает вымывание клеток биомассы.

Применение иммобилизованных бактерий позволяет также увеличить период жизнедеятельности и эксплуатации биокаталитических свойств бактерий, повысить их резистентность к изменению внешних факторов как температура, кислотность, концентрация металлов или к механическим воздействиям, создать условия для биохимической активности бактерий, повысить продуктивность биоокисления, устойчивость процесса и производительность (Гусаков М.С., Крылова Л.Н., Адамов Э.В. Выщелачивание никеля из пирротиновых концентратов железом, окисленным иммобилизованной биомассой // Цветные металлы. №4 2011. с.15-19).

К недостаткам бактериального выщелачивания часто относят использование живых микроорганизмов, также «необходимость культивировать бактерии для каждого

вида сырья», жесткое ограничение параметров раствора и режимов выщелачивания для сохранения жизнедеятельности бактерий и другие проблемы.

В связи с тем, что роль бактерий при БВ заключается только в каталитическом окислении ионов железа (II) до железа (III), то есть регенерации окислителя сульфидов, культивирования новых штаммов бактерий для выщелачивания сульфидных концентратов определенного состава не требуется.

Железоокисляющие бактерии являются очень «живучими» и быстро адаптируются к изменению условий выщелачивания, в частности к присутствию в растворе мышьяка, сурьмы, ртути, серебра и др., ограничением процесса остается только температура.

Применение для биоокисления железа иммобилизации бактерий на нейтральном носителе позволяет значительно повысить резистентность микроорганизмов к изменению параметров раствора.

Другой проблемой БВ сульфидных золотосодержащих концентратов, как и других способов атмосферного выщелачивания, является присутствие элементарной серы в биокеках, которая при цианировании взаимодействует с цианидом с образованием роданидов, что приводит к дополнительному расходу реагентов и увеличению затрат на очистку цианистых стоков. Особенно много элементарной серы остается в биокеках выщелачивания высокосульфидных концентратов.

В условиях атмосферного выщелачивания скорость окисления элементарной серы даже катализируемая ферментами сероокисляющих бактерий и создание оптимальных условий биоокисления – температуры, значения pH, расхода воздуха и др., и с применением наиболее активных ассоциаций бактерий значительно ниже, чем скорость окисления сульфидов. Так как сульфиды при Б окисляются постепенно полностью окислить всю образующуюся из сульфидов элементарную серу за время выщелачивания невозможно.

Автоклавное доокисление элементарной серы в биокеке, применяемое на фабрике Сао-Бенто (Бразилия), оказалось не рентабельным и скоро было прекращено. Для удаления серы из пульпы бактериального окисления целесообразно применять более дешевые флотационные, гравитационные и другие физико-химические методы.

Таким образом, применение бактериального выщелачивания упорных золотосодержащих сульфидных концентратов имеет экономические и технологические преимущества по сравнению с автоклавным и другими альтернативными гидрометаллургическими технологиями.

В настоящее время разработаны способы, внедрение которых позволяет повысить технико-экономические показатели применяемых в промышленности технологий бактериального выщелачивания.

**П.В. Мощанецкий, Т.Ф. Кондратьева, Т.А. Пивоварова**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт микробиологии  
им. С.Н. Виноградского РАН, г. Москва, Россия; pahar-tuk@mail.ru, kondr@inmi.ru, pivovar@inmi.ru

## **ОКИСЛЕНИЕ ВЫСОКОСЕРНИСТЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ АССОЦИАЦИЕЙ АЦИДОХЕМОЛИТОТРОФНЫХ МИКРООРГАНИЗМОВ С ВЫСОКОЙ СКОРОСТЬЮ ОКИСЛЕНИЯ ЭЛЕМЕНТНОЙ СЕРЫ**

При окислении микроорганизмами высокосернистых золотосодержащих концентратов сульфидных руд, содержащих большое количество легко окисляемого пирротина, в твердых остатках выщелачивания (биокеках) происходит накопление значительного количества элементной серы (до 5-10%). При последующем гидрометаллургическом извлечении золота из биокеков элементная сера взаимодействует с цианидами с образованием роданидов, что приводит к повышенному расходу дорогостоящих цианистых солей, снижению извлечения золота и увеличению эксплуатационных затрат на переработку, в том числе на очистку промышленных стоков.

С целью уменьшения содержания элементной серы в биокеках селекционирована ассоциация микроорганизмов способная с высокой скоростью окислять двухвалентное железо и элементную серу. В состав ассоциации входили следующие микроорганизмы: *Acidithiobacillus caldus*, *Ferroplasma acidiphilum*, *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Leptospirillum ferriphilum* и *Sulfobacillus thermosulfidooxidans*. Селекция производилась в линии из трех лабораторных реакторов в условиях полунепрерывного культивирования при окислении флотационного золотосодержащего концентрата сульфидной руды с высоким содержанием пирротина. Полученная ассоциация использовалась в качестве инокулята для проведения биоокисления. Основной целью данного исследования являлось определение оптимальной температуры, при которой данная ассоциация эффективно окисляет концентрат и образующуюся элементную серу.

Эксперименты проводили в линии из четырех реакторов с рабочим объемом 2 л при скорости вращения мешалки 450 об/мин и подаче воздуха 6,5–7,5 л/мин в трех температурных диапазонах:  $35\pm 1^\circ\text{C}$ ,  $40\pm 1^\circ\text{C}$  и  $45\pm 1^\circ\text{C}$  при соотношении твердой и жидкой фаз пульпы 1:5. Полный цикл окисления составил 120 часов со скоростью потока  $0,0083\text{ ч}^{-1}$ . Объектом исследования служил пиритно-арсенопиритный золотосодержащий флотационный концентрат, представленный следующими основными минералами: пирротин (30-35%), арсенопирит (9-11%), пирит (6-8%), антимонит (2-3%), кварц (15-20%), слюда (более 10%), магнетит (8-9%), кальцит (6-8%). Содержание золота 58-64 г/т. Во время эксперимента контролировалось число клеток микроорганизмов и физико-химические параметры жидкой фазы пульпы: pH, Eh, концентрация  $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$  и  $\text{As}^{3+}/\text{As}^{5+}$ . По окончании процесса в каждом температурном диапазоне биокек подвергался цианированию для определения степени извлечения золота и

расхода цианида.

Основные параметры процесса биоокисления высокосернистого золотосодержащего флотоконцентрата при разных температурах приведены в табл. 1 и 2. Как видно из параметров жидкой фазы пульпы в табл. 1, ассоциация микроорганизмов лучше окисляет концентрат при 35 и 40°C, чем при 45°C. При 35°C pH во всех реакторах находится на уровне 1,45-1,57, Eh возрастает с 573 до 660 мВ.

Таблица 1

Физико-химические параметры жидкой фазы пульпы в конце процесса окисления флотоконцентрата при разных температурах

Температура, °С	№ реактора	pH	Eh, мВ	Fe <sup>3+</sup> , г/л	Fe <sup>2+</sup> , г/л	Fe <sub>общ.</sub> , г/л	As <sub>общ.</sub> , г/л	Общее количество клеток, кл/мл	Соотношение S- и Fe-окисляющих микроорганизмов
35	1	1,45	573	0,5	11,1	11,6	1,82	3,2·10 <sup>9</sup>	7,07
	2	1,57	620	7,8	21,5	29,3	3,10	5,05·10 <sup>9</sup>	1,41
	3	1,54	627	11,0	23,5	34,5	4,83	4,32·10 <sup>9</sup>	1,45
	4	1,56	660	28,0	11,3	39,3	6,20	5,16·10 <sup>9</sup>	5,12
40	1	1,65	579	0,7	12,6	13,3	1,85	3,64·10 <sup>9</sup>	0,3
	2	1,38	625	4,8	20,5	25,3	3,15	5,22·10 <sup>9</sup>	1,69
	3	1,32	640	15,4	23,3	38,7	4,71	4,99·10 <sup>9</sup>	7,62
	4	1,26	742	36,9	1,3	38,2	6,39	5,26·10 <sup>9</sup>	3,15
45	1	1,67	585	0,7	9,2	9,9	1,35	2,05·10 <sup>8</sup>	16,8
	2	1,39	605	1,5	15,5	17,0	1,83	1,27·10 <sup>9</sup>	12,3
	3	1,39	615	2,5	16,3	18,8	2,30	1,51·10 <sup>9</sup>	4,5
	4	1,27	633	5,7	15,4	21,1	4,67	2,54·10 <sup>9</sup>	0,6

Таблица 2

Содержание элементной серы и извлечение золота из конечных биокеков в процессах окисления флотоконцентратов при разных температурах

Температура, °С	Выход кека, %	Содержание S <sup>0</sup> , %	Извлечение Au из конечного биокека, %	Расход NaCN, кг/т
35	70,2	2.54	89,34	53,6
40	68,3	2.24	94,59	52,8
45	73,9	2.01	83,25	42,8

Низкий pH в реакторе №1 объясняется преобладанием сероокисляющих микроорганизмов, которые активно окисляют образующуюся элементную серу, тем самым позволяя снизить расход серной кислоты на приготовление пульпы концентрата перед бактериальным окислением.

В реакторах №2 и №3 соотношение микроорганизмов изменяется в сторону преобладания железоокислителей за счет образования высокой концентрации двухвалентного железа – основного субстрата для железоокисляющих бактерий. Повышение концентрации трехвалентного железа за счет окисления двухвалентного приводит к ускорению окисления сульфидных минералов и образованию элементной серы, что

способствует увеличению количества сероокисляющих микроорганизмов. Концентрация общего железа возрастает с 11,6 до 39,3 г/л, при этом доля трехвалентного увеличивается с 4,31 до 71,25%. Концентрация мышьяка в реакторе №4 достигает 6,2 г/л, что в 3,4 раза больше, чем реакторе №1, что свидетельствует об окислении основного носителя золота – арсенопирита. Твердый остаток выщелачивания, имеющий выход 70,2% и содержащий 2,54% элементной серы, подвергнут цианированию, в результате которого извлечение золота составило 89,34% при расходе цианида натрия 53,6 кг на тонну биокека (табл. 2).

При 40°C значение рН снижается постепенно от реактора №1 к реактору №4 с 1,65 до 1,26 без резких скачков, в сравнении с процессом при 35°C. Значение ОВП возрастает с 579 до 742 мВ. Содержание общего железа увеличивается с 13,3 до 38,2 г/л, при этом доля трехвалентного железа возрастает с 5,26 до 96,6%. Более низкое значение рН способствует уменьшению осаждения основного окислителя процесса – трехвалентного железа, что увеличивает ОВП выщелачивающих растворов. Как видно из таблицы 1, при 40°C не происходит увеличения концентрации общего железа в реакторе №4 по сравнению с реактором №3, что может свидетельствовать об извлечении в жидкую фазу при 40°C максимально возможного количества железа из концентрат. В реакторах № 2–4 наблюдается преобладание сероокисляющих бактерий, что связано с образованием элементной серы при окислении сульфидов. Концентрация мышьяка в жидкой фазе реактора №4 составляет 6,39 г/л, что немного больше, чем в процессе при 35°C. Извлечение золота из биокека с выходом 68,3% и содержанием элементной серы 2,24% составило 94,59% при расходе 52,8 кг/т цианида натрия.

Повышение температуры до 45°C неоднозначно повлияло на процесс (табл. 1). С одной стороны, значение рН практически идентично данным, полученным при 40°C, снижаясь с 1,67 до 1,27. С другой стороны, резко уменьшилась концентрация общего железа и мышьяка во всех реакторах, в сравнении с опытами при более низких температурах. Сероокисляющие бактерии стали значительно доминировать в 1 и 2 реакторах процесса, что объясняется их большей устойчивостью к более высоким температурам пульпы. И только в реакторе №4 количество железобактериальных микроорганизмов стало превалировать над сероокисляющими, что связано с накоплением в среде двухвалентного железа. Однако общее количество клеток микроорганизмов во всех реакторах в 2 и более раз меньше, чем при 40°C. Выход биокека составил 73,9% с содержанием элементной серы 2,01% (табл. 2). Более низкое содержание серы в сравнении с опытами при других температурах связано с низкой скоростью окисления сульфидов. Извлечение золота из биокека составило 83,25% при расходе 42,8 кг/т цианида натрия.

Таким образом, процесс при 40°C идет более стабильно, окисление образующейся элементной серы постепенно снижает рН растворов, способствуя поддержанию высокой концентрации трехвалентного железа и интенсификации окисления концентрата.

Использование данной сероокисляющей ассоциации ацидохемолитотрофных микроорганизмов при 40°C способствует активному окислению сульфидных минералов, что позволяет добиться 94,59% извлечения золота из биокеков при расходе 52,8 кг/т цианида натрия. Для сравнения, расход цианида на биокеки, полученные при окислении промышленной ассоциацией, используемой для переработки таких концентратов, может составлять более 70 кг/т цианида натрия при содержании серы до 10%.

***Н.В. Фомченко, М.И. Муравьев, Т.Ф. Кондратьева***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского Российской академии наук, г. Москва, Россия; natalya.fomchenko@gmail.com

## **ПЕРЕРАБОТКА СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ И ПРОМПРОДУКТОВ, СОДЕРЖАЩИХ ЗОЛОТО И ЦВЕТНЫЕ МЕТАЛЛЫ, С ПРИМЕНЕНИЕМ БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ**

Производство цветных металлов из сульфидных руд с использованием пирометаллургии связано со значительными газовыми выбросами (главным образом, двуокиси серы) в атмосферу, что наносит ущерб окружающей среде.

В золотодобывающей промышленности России отмечается снижение доли россыпных месторождений в общем объеме добычи, что приводит к увеличению производства золота из коренных руд. Извлечение золота традиционными гидрометаллургическими способами из руд многих месторождений сдерживается «упорным» составом получаемых при их обогащении концентратов, а присутствие в большинстве из них минерала арсенопирита практически исключает пирометаллургию из-за образования ядовитых газообразных соединений мышьяка.

Извлечение, как цветных металлов, так и золота из сульфидных концентратов основано на разрушении сульфидных минералов, обеспечивающее перевод цветных металлов в раствор или вскрытие золота для его последующего извлечения традиционным способом цианирования. Это разрушение может эффективно осуществляться с помощью технологии биоокисления (биовыщелачивания), основанной на использовании окислительной активности ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов. Биогидрометаллургия является наиболее перспективной отраслью производства золота и цветных металлов из сульфидных концентратов.

Главными недостатками современных промышленных биогидрометаллургических технологий извлечения золота и цветных металлов из сульфидных концентратов являются низкая скорость процесса биоокисления и затраты на охлаждение реакторов, саморазогрев которых является следствием экзотермических реакций окисления сульфидных минералов. Продолжительность биоокисления по традиционной техно-

логии в среднем составляет, в зависимости от состава концентрата, 4–6 суток. Поэтому актуальной проблемой для совершенствования технологии биоокисления сульфидных концентратов является ее интенсификация, которая позволит снизить себестоимость получаемых металлов, и, вследствие этого, расширить сырьевую базу для развития биогидрометаллургии.

Традиционно процесс бактериального выщелачивания (биоокисления) проводят таким образом, что все реакции протекают в цепи биореакторов. При этом эффективность данного процесса лимитируется рядом факторов (содержанием твердой фазы в суспензии, концентрацией в жидкой фазе растворенных компонентов, температурой процесса), определяющих жизнеспособность и активность микроорганизмов. Так, скорость химических реакций увеличивается с возрастанием температуры, однако, температурный режим процесса биоокисления ограничен оптимумом температуры для микроорганизмов – 25–35°C для мезофилов, 40–50°C для умеренных термофилов.

Ранее нами была предложена концепция бактериально-химического окисления сульфидных концентратов, заключающаяся в разделении процесса выщелачивания на химическую стадию и стадию биоокисления. При этом на химической стадии предполагалось обеспечение как максимально возможной температуры, так и плотности, и использование в качестве окислителя раствора сульфата трехвалентного железа, полученного на биологической стадии. В процессе химического окисления трансформируется поверхностная структура сульфидных минералов. Мы предположили, что это может интенсифицировать их последующее биоокисление. На биологической стадии, где происходит окисление микроорганизмами всех поступающих с первой стадии продуктов, образуется активный окислитель сульфидных минералов – раствор, содержащий ионы  $Fe^{3+}$  и серную кислоту.

При экспериментальной проверке предложенной концепции для получения цветных металлов из медно-цинкового некондиционного концентрата (промпродукта) и медных концентратов на химической стадии выщелачивалось основное количество цветных металлов. При этом на стадии биоокисления была проведена регенерация окислителя для химической стадии и довыщелачивание цветных металлов из твердой фазы. Это позволит исключить ингибирование процесса биоокисления повышенными концентрациями цветных металлов из-за возможности их удаления после химической стадии при реализации технологии в промышленном варианте. При этом выделение цветных металлов в товарной форме из получаемых растворов может быть осуществлено с использованием известных технологических способов (цементация, жидкостная экстракция и др.).

Были проведены исследования стадий химического выщелачивания (окисления) и последующего биоокисления, которые являются основными элементами двухстадийной технологии, с использованием золотосодержащих арсенопиритных и пиритном сульфидных концентратах. Проведено также сравнение эффективности предла-

гаемого процесса с традиционным одностадийным процессом.

Определены параметры стадии химического выщелачивания арсенопиритных (золотомышьяковых) концентратов и показано, что наибольшее влияние на ее эффективность оказывает температура. Установлено, что продолжительность процесса биоокисления арсенопиритных концентратов в предложенной двухстадийной технологии снижалась в 2 раза, а извлечение золота цианированием увеличивалась более чем на 10% (до 93%) по сравнению контрольным одностадийным процессом. Продолжительность процесса биоокисления пиритного концентрата в двухстадийном процессе снижалась более чем в 5 раз при извлечении золота почти 77%, что на 3,8% выше, чем извлечение золота в контрольном одностадийном процессе.

Был предложен новый вариант двухстадийного бактериально-химического выщелачивания медно-цинкового промпродукта, содержащего 15,25% цинка в виде сфалерита и 1,5% меди в виде халькопирита. Выщелачивание проводили в непрерывном режиме. При этом на первой стадии проходило химическое выщелачивание твердой фазы раствором трехвалентного железа (~10 г/л) при температуре 70°C и плотности пульпы 33%. В данном процессе осуществлялась непрерывная рециркуляция жидкости между первой и второй стадиями, при этом регенерация окислителя осуществлялась при 30°C мезофильным сообществом микроорганизмов с доминированием бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans*. За 24 часа выщелачивания было достигнуто 92% и 62% извлечения цинка и меди соответственно. Кроме того, в данном промпродукте содержалось 4 г/т золота, которое цианированием извлекалось на 95% из осадков (кеков) биоокисления, полученных в биореакторе. Следует отметить, что традиционный одностадийный процесс, испытанный на этом же сырье, продолжался 120 часов при извлечении цинка всего 70% и меди – 40%.

Перспективным объектом для двухстадийного бактериально-химического выщелачивания может служить медно-цинковый концентрат Тарньерской медно-цинковой руды с содержанием меди 13,5%, цинка 4,9%. Медь в концентрате присутствует в составе халькопирита, цинк – в составе сфалерита. По предлагаемой схеме бактериально-химического выщелачивания возможно селективное разрушение сфалерита, как минерала с меньшим электродным потенциалом по сравнению с халькопиритом. Это позволит получить медный концентрат, практически не содержащий цинка, что исключит потери цинка в шлаках при пирометаллургической переработке медного концентрата.

После интенсивного химического выщелачивания в течение 2-х часов в раствор переходило 9,8% меди и 79,5% цинка. Содержание цинка в концентрате снизилось с 4,9 до 1,3%. Извлечение железа в раствор составило 40,6% и его содержание снизилось с 38,4 до 21,6%, а содержание меди повысилось с 13,5 до 16,9%. Полученный медный концентрат отвечал требованиям, предъявляемым к медным концентратам для пирометаллургической переработки. Медь и цинк из растворов после выщелачи-

вания могут быть также выделены в товарной форме, а растворы, содержащие ионы железа, использованы в качестве оборотных.

Полученные результаты указывают на перспективность удаления из процессов обогащения низкокачественных промпродуктов с целью переработки их в отдельном цикле с применением предлагаемой биогидрометаллургической технологии.

Внедрение предлагаемой технологии в обогатительно-металлургический комплекс может привести к модернизации существующих технологий производства цветных металлов, к повышению их извлечения из перерабатываемого сырья, а также утилизации серной кислоты на стадии химического выщелачивания сульфидных концентратов цветных и благородных металлов.

***Е.В. Миронова, В.В. Лимберова***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия; Mironova20-11@mail.ru

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ХИМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПОВЕРХНОСТЬ МИНЕРАЛОВ ЛЮБАВИНСКОГО И БАЛЕЙСКО-ТАСЕЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Запасы минералов в Забайкальском крае огромны, для эффективного применения минеральной базы необходимы комплексные исследования. В данной работе изложены физико-химические подходы исследования образцов минералов месторождений Любавинское (среднеглубинное золото-кварцевое) и уникальное по запасам золота Балейско - Тасеевское (малоглубинное золото-серебряно-кварцевое).

При микроскопическом исследовании для кварца малоглубинных формаций типично тонкозернистое и микрозернистое строение, отдельные зёрна при наблюдении под бинокулярным микроскопом не идентифицируются.

Детальное исследование проводилось в аншлифах на электронном микроскопе АХЮ Score.A1 при большом увеличении. В жильном кварце отмечаются полости с мелкими головками кристаллов кварца, ассоциирующими с выделениями высокопробного золота, участки блёклой руды. Для исследования подверженности поверхности минерала в заданных условиях среды мы подвергли образцы выдержке в жидких средах (травителях): смесь КОН 9% (2 части) и H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> 30% (1 часть); H<sub>2</sub>O дистиллированная; HCl 1н.

После обработки образца минерала щелочным травителем сростки золота не претерпевают изменений, а на участке блёклой руды наблюдались новообразования красных, синих цветов. После дальнейшей выдержки образца в воде в течение 19 часов новообразования не наблюдались (вероятно, вследствие растворения в водной

среде). Всё же ни одна из сред не оказала практически никакого влияния на мощную структуру кварца и золота.

ИК-спектры МНПВО сняты на Фурье-спектрофотометре фирмы SHIMADZU в спектральном диапазоне  $450 - 4000 \text{ см}^{-1}$  с диском из KBr при комнатной температуре в лаборатории Академической кафедры химии ЗабГУ. Скорость съёмки  $2 \text{ см}^{-1}/\text{сек}$ . На спектрах многократного нарушенного полного внутреннего отражения (МНПВО) образцов Любавинского и БалеЙско – Тасеевского месторождений проявлены три дуплета полос пропускания: при  $480$  и  $540 \text{ см}^{-1}$ ,  $720$  и  $780 \text{ см}^{-1}$  и  $1075$  и  $1220 \text{ см}^{-1}$ . Положение и интенсивность указанных полос пропускания чётко различается у жильного кварца среднеглубинного Любавинского и малоглубинного Тасеевского месторождений. Существенно различаются численные значения указанных характеристик полос пропускания на спектрах кварца различного строения (Юргенсон Г.А., Лимберова В.В., Миронова Е.В. «Строение и рудноформационная принадлежность жильного кварца на ИК-спектрах методом многократного нарушенного полного внутреннего отражения», Вестник ЗабГУ № 10 (89) 2012).

Известно, например, что одни и те же минералы из различных месторождений даже одного генетического типа ведут себя иногда совершенно различно в технологическом процессе. Поэтому реальное строение и состав минерала становятся самостоятельными и практически важнейшими предметами изучения не только как носители генетической информации, не только как показатели свойств «качества» минерала, но и как средство оценки путей его переработки, путей его использования (Гинзбург А.И., Кузьмин В.И., Сидоренко Г.А. «Минералогические исследования в практике геологоразведочных работ», 1981г.).

При дальнейшем исследовании свойств поверхности золотосодержащих минералов рассматривались образцы минералов Любавинского и БалеЙско-Тасеевского месторождений измельчённые до  $1 \text{ мм}$ . Методом отмучивания в воде и центрифугирования разделяли исследуемые образцы на суспензию и твёрдую составляющую и проводили сравнительный анализ с исходным не подвергающимся предварительной обработке образцом.

Показатели Ph наблюдали в течение 168 часов и существенно не различались, кроме того, наблюдалась общая зависимость изменения Ph в течение времени. Максимальный показатель Ph отмечался после двух часов измерений и в течение суток снижался до  $\text{Ph}=7.3$ . Показатели электрической проводимости в течении 168 часов возрастали.

Методом ИК-спектроскопии исследовался образец минерала БалеЙско-Тасеевского (малоглубинного золото-серебрянно-кварцевого) месторождения не подвергшейся обработке и образец подвергшийся отмучиванию и центрифугированию. При сравнении спектров образцов отмечаем, что дуплеты полос пропускания  $470$  и  $538 \text{ см}^{-1}$ ;  $914$  и  $1040 \text{ см}^{-1}$ ;  $1833$  и  $1917 \text{ см}^{-1}$  по интенсивности различаются. У образца,

подвергнувшегося обработке указанные полосы проявлены более интенсивно, чем у исходного образца.

Для разностороннего исследования и поиска новых подходов и методов извлечения золота и серебра из изучаемых минералов для нас представляет интерес механизм внедрения полуметаллов и их соединений как в образец самого минерала, так и в отмученную в воде глинистую составляющую. Для этого в оба образца механическим истиранием внедряли сурьму и трёхокись сурьмы в различных концентрациях. Полученную композиционную смесь исследовали методами ИК-спектроскопии и установлено, что внедрение сурьмы и её окиси влияет на состав образцов, с образованием новых связей и соединений, возможно, влияет на формы нахождения золота в минерале. Далее планируется изучение того, какие соединения с золотом при внедрении образовались.

Подробное исследование влияния различных условий среды, схемы внедрения компонентов и различные варианты пробоподготовки минералов Любавинского и Балейско-Тасеевского месторождений позволят выявить новые методы извлечения полезных компонентов.

***А.Н. Хатькова, К.К. Размахнин, В.Н. Емельянов***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Забайкальский государственный университет, г. Чита, Россия; constantin-const@mail.ru

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ХИМИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩИХ ПОРОД ВОСТОЧНОГО ЗАБАЙКАЛЬЯ**

При достаточно больших объемах производства алюминия, обеспеченность качественным глиноземом российских предприятий составляет лишь 45-47% [Козловский Е.А. Россия: Минерально-сырьевая политика и национальная безопасность – М.: Изд-во МГУ, 2002]. В этой связи возникает потребность в расширении сырьевой базы производства этого металла за счет вовлечения в переработку новых нетрадиционных видов минерального сырья, представленных в основном алюмосиликатами различного состава: нефелином, каолинитом, цеолитсодержащими породами.

В связи с расширением сырьевой базы алюминия, за счет вовлечения в переработку цеолитсодержащих пород, внимание многих исследователей стала привлекать возможность его получения солянокислотным и сернокислотным разложением [Юсупов Т. С., Шумская Л. Г. Новая концепция производства алюминия и его соединений из нетрадиционного алюмосиликатного сырья / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. Новосибирск. 2009. –№2.].

Восточное Забайкалье обладает достаточно большими запасами цеолитсодер-

жащего сырья (около 17 млрд т). Наиболее перспективными месторождениями цеолитсодержащих пород в Забайкалье для переработки с целью получения алюминия являются Шивыргуйское (13,61%  $Al_2O_3$ ), Бадинское (10,57%  $Al_2O_3$ ) и Холинское (12,21%  $Al_2O_3$ ).

Экспериментально определено, что кислотное разложение цеолитсодержащих пород является результатом их глубокого разложения и происходит с получением солей алюминия в виде  $Al_2(SO_4)_3$ ,  $AlCl_3$ ,  $Al(NO_3)_3$ , которые при термических превращениях переходят в глинозем. Схематично реакция кислотного разложения высококремнистых цеолитов может быть представлена следующим образом:

$M^+_x[(AlO_2)_x-(SiO_2)_{n-x}]^{x-} + x(H_2O + H^+) \rightarrow xM^+ + xAl^{3+} + (n-x)(SiO_2) \cdot 2xH_2O$  [Юсупов Т. С., Шумская Л. Г. Новая концепция производства алюминия и его соединений из нетрадиционного алюмосиликатного сырья / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. Новосибирск. 2009. –№2].

Данная реакция протекает преимущественно при высоких температурах и концентрациях кислоты.

Кислотное разложение цеолитсодержащих пород проводилось по двум вариантам: солянокислотному и сернокислотному. Было изучено влияние различных факторов на эффективность выделения алюминия из цеолитсодержащих пород: температуры и продолжительности процесса, концентрации и дозировки кислоты, крупности частиц.

Процесс извлечения алюминия в раствор происходил в вертикальном выщелачивателе с мешалкой. Установлено, что процесс извлечения оксида алюминия в раствор наиболее эффективно идет на классе 0,1 мм в интервале температур 20-80 °С, при концентрации соляной кислоты 20% и при продолжительности процесса 100 минут. Увеличение температуры процесса выше 98 °С могло бы привести к некоторому увеличению извлечения оксидов алюминия, однако в таком случае усложняется аппаратное оформление технологического процесса, так как в этом случае, растворение необходимо проводить в аппаратах под давлением.

Зависимость степени выщелачивания оксида алюминия от продолжительности обработки цеолитсодержащих пород соляной кислотой изучали в интервале времени от 20 до 120 минут. С увеличением длительности процесса обработки до 100 мин при температуре 80 °С извлечение возрастает с 53,3 до 86,1%. Дальнейшее увеличение продолжительности процесса растворения не значительно влияет на количество извлекаемого оксида алюминия.

Практически полное разложение оксида алюминия происходит за 110 минут при концентрации соляной кислоты 20%. Дальнейшие изменения концентрации соляной кислоты в сторону увеличения мало влияют на выделение оксида алюминия в раствор.

При изучении влияния крупности цеолитсодержащих пород на эффективность извлечения алюминия установлено, что оптимальной можно считать крупность 0,1 мм.

В результате выполненных исследований для разложения цеолитсодержащих пород с применением соляной кислоты можно рекомендовать следующие условия процесса: продолжительность – 110 мин; температура выщелачивания – 80 °С, концентрация кислоты – 20%.

При сернокислотном извлечении оксида алюминия, по аналогии с солянокислотным, исследовано влияние температуры, крупности частиц породы, продолжительности процесса и концентрации кислоты на эффективность оксида алюминия компонента в раствор.

Влияние температуры на извлечение оксида алюминия изучено в интервале температур от 20 до 98 °С при концентрации серной кислоты 50-70%. С увеличением температуры с 20 до 98 °С происходит повышение извлечения оксида алюминия в раствор с 34,2 до 98,7% для цеолитсодержащих пород Шивыртуйского, с 28,8 до 97,3% для цеолитсодержащих пород Бадинского месторождения и с 17,4 до 82,1% для цеолитсодержащих пород Холинского месторождения. Величина температуры, при которой процесс идет наиболее эффективно, составляет 70 °С. Дальнейшее увеличение температуры нецелесообразно по причине незначительного влияния на рост извлечения оксида алюминия.

Зависимость эффективности извлечения оксида алюминия от продолжительности обработки цеолитсодержащих пород серной кислотой изучали в интервале времени от 20 до 120 минут. С увеличением длительности процесса до 100 минут при температуре 70 °С извлечение оксида алюминия в раствор возрастает с 35,2 до 99,1% для цеолитсодержащих пород Шивыртуйского, с 29,7 до 98,7% для цеолитсодержащих пород Бадинского месторождения и с 18,2 до 89,1% для цеолитсодержащих пород Холинского месторождения. Определено, что для максимального извлечения оксида алюминия в раствор достаточна обработка в течение 100 минут.

При изучении влияния концентрации серной кислоты на эффективность процесса извлечения оксида алюминия из цеолитсодержащих пород неизменным фактором оставалась температура – 70 °С, а также продолжительность - 100 минут. Концентрация кислоты изменялась от 20 до 90%. С ростом концентрации кислоты до 70-85% степень извлечения оксида алюминия в раствор возрастает, достигая максимального значения в 99,2%. При дальнейшем увеличении концентрации кислоты степень извлечения оксида алюминия не изменяется, а в некоторых случаях даже снижается, что возможно объяснить уменьшением соотношений между жидкой и твердой фазами, приводящем к увеличению вязкости пульпы и уменьшению скорости диффузионного переноса ионов водорода к неразложившимся частицам цеолитсодержащих пород [Маматов Э.Д. и др. Сернокислотное разложение цеолитов / Доклады АН Республики Таджикистан. 2003. Т46, №1-2].

В результате проведенных исследований по определению влияния крупности частиц на извлечение оксида алюминия установлено, что степень и скорость разло-

жения пород напрямую зависит от размера частиц. Максимальное извлечение оксида алюминия при измельчении породы до 0,1 мм достигает 89,3-99,2%

На основании полученных экспериментальных данных была разработана технологическая схема комплексной переработки цеолитсодержащих пород с применением кислотного метода, включающая измельчение до крупности  $-0,5+0,1$  мм, кислотную обработку в выщелачивателе с мешалкой, фильтрование.

При кислотной обработке цеолитсодержащих пород практически полностью извлекается оксид алюминия. Нерастворимая в кислоте часть состоит из  $\text{SiO}_2 \cdot 0,6\text{H}_2\text{O}$  – гидросиликагеля (аморфного кремнезема), находящего широкое применение во многих областях народного хозяйства. Из нерастворимой части при солянокислотном разложении может быть получен оксид алюминия по кислотнo-термической технологии с разложением соли алюминия. Полученный при кислотной обработке раствор содержит в себе оксиды алюминия и железа, которые могут быть извлечены из него путем осаждения.

Исследование процесса кислотной обработки показало, что в результате ее применения происходит диспергирование частиц обрабатываемого материала, а также изменение его химического и вещественного состава. Степень разложения цеолитсодержащих пород зависит от температуры, продолжительности обработки, крупности частиц и концентрации кислоты. При этом происходит не только отщепление  $\text{SiO}_2$ , но и переходит в раствор большая часть оксида алюминия, повышается содержание кислоты в осадке за счет перехода ее из раствора.

В результате проведенных исследований установлено, что при применении кислотной схемы переработки цеолитсодержащих пород, степень комплексности использования цеолитовых туфов Восточного Забайкалья может составить до 100%, а количество извлеченного по предлагаемой технологии оксида алюминия может составить около 100 млн т.

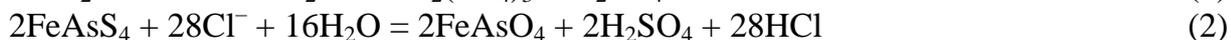
*А.О. Теут, Д.В. Куимов*

Филиал Республиканского государственного предприятия «Национальный Центр комплексной переработки минерального сырья РК» «Восточный научно-исследовательский горно-металлургический институт цветных металлов», г.Усть-Каменогорск, Казахстан, teut.a@ya.ru

## **КИНЕТИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОХЛОРИНАЦИИ УПОРНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД**

Растворенный в воде хлор является более сильным окислителем, чем кислород. Эта способность позволяет использовать хлор для окислительного разрушения сульфидных минералов, содержащих трудноизвлекаемое золото. Наиболее эффективна для этих целей электрохлоринация рудной пульпы, при которой активные ионы хлора

попадают в раствор в процессе диссоциации молекул соли (например, NaCl) под действие электрического поля. Электрохимическое окисление пирита и арсенопирита активным хлором описывается реакциями 1 и 2, соответственно.



Происходящие при этом химические превращения разрушают ассоциацию золота с сульфидами, а следовательно, освобождают его для образования соединений с ионами выщелачивающего раствора. В случае электрохлоринации образуется устойчивый анионный комплекс типа  $[\text{AuCl}_4]^-$ . Представляло интерес проследить протекание реакций во времени. В настоящей работе приведены результаты исследования кинетики процесса электрохлоринации руды месторождения, сложенного интенсивно окварцованными породами. Минералы пустой породы представлены лиственитами, березитами в разных сочетаниях, метасоматитами по углеродсодержащим породам; породы пересечены кварцевыми и кварц-карбонатными жилами. Рудные минералы представлены сульфидами (в основном арсенопиритом и пиритом); распространены также гидроокислы железа и антимонит.

К особенностям руды следует отнести сложные, тонкие взаимоотношения арсенопирита и пирита, арсенопирита и пирита с минералами пустой породы. Золото распределено: 4,08% в свободной форме; 4,08% в сростках; 67,35% ассоциировано с сульфидными минералами; 24,49% ассоциировано с пустой породой и сосредоточено в арсенопирите, пирите, антимоните и минералах пустой породы в виде микрозерен и тонких вкраплений.

Установлено, что угольно-сорбционное выщелачивание флотационного концентрата без предварительного вскрытия упорного золота позволяет извлечь лишь 3,4% Au; после термохимической обработки концентрата (окислительный обжиг при 750°C) уровень извлечения золота при цианировании достиг 95%. Сквозное извлечение золота на уголь составило 89,83%.

Пробу руды, измельченной до 80% класса крупности 0,074 мм, распульповали до Т:Ж=1:5 раствором поваренной соли с концентрацией 200 г/л. Пульпу поместили в лабораторный электролизер емкостью 1 л, нагрели до 60°C и подали напряжение на электроды. Опыты проводили с разной продолжительностью, увеличивая время процесса с полчаса до трех часов с шагом 30 мин.

Результаты анализа химического состава продуктов электрохлоринации руды показывают монотонное снижение концентрации серы в руде с увеличением продолжительности процесса и рост содержания серы в растворе, что свидетельствует об электрохимическом окислении сульфидов с образованием растворимого сульфат-иона. Изменение содержания серы в руде и в растворе с увеличением продолжительности электрохлоринации приведено на рисунке 1. Из приведенного на этом же рисунке изменении концентрации золота следует, что по мере окисления сульфидных

минералов растет степень выщелачивания из них золота в раствор, поскольку концентрация золота в руде снижается, а в электролите растет.

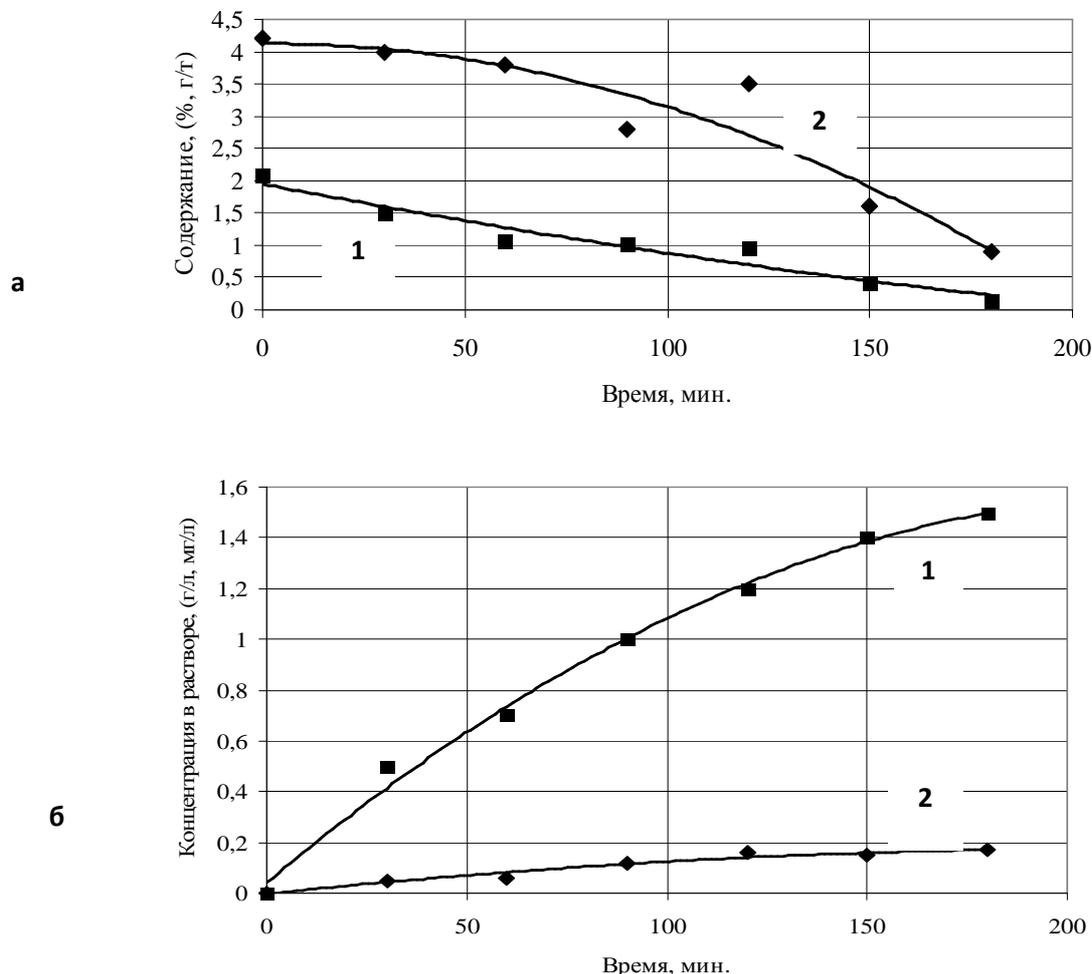
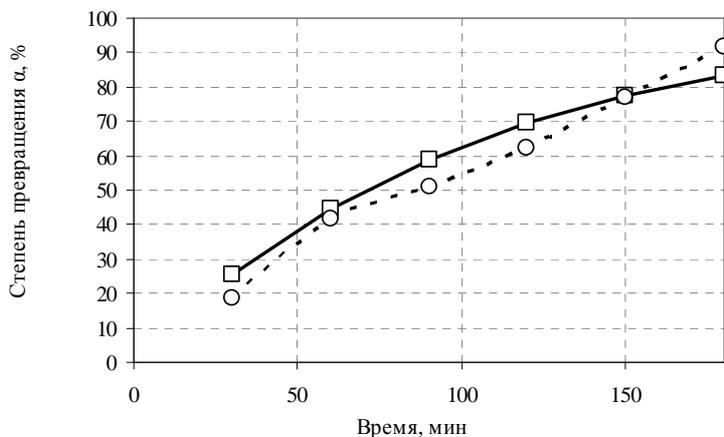


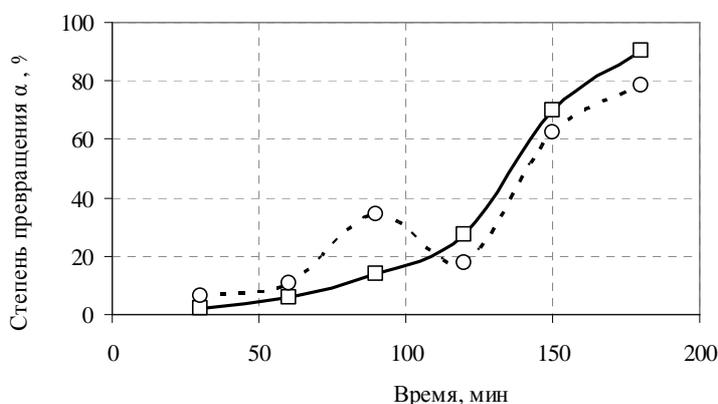
Рис. 1. Изменение концентраций серы (1, в %, г/л) и золота (2, в г/т, мг/л) в руде (а) и в растворе выщелачивания (б) в процессе электрохлоринации

Экспериментальные результаты были использованы для построения кинетических моделей обоих процессов. Расчет вели по убыли массы серы и золота в руде. Используя набор экспериментальных данных о степени превращения  $\text{MeS}$  при изотермических условиях и известном времени выдержки, из уравнения однопараметрической линейной регрессии определены значения константы скорости  $k_0 = 507,3 \text{ с}^{-1}$  и кажущейся энергии активации процесса  $E = 53,22 \text{ кДж/моль}$ .

Экспериментальные точки и модельная кинетическая кривая степени окисления серы при температуре  $60^\circ\text{C}$  приведены на рис. 2 а. Аналогичным образом выполнен расчет коэффициентов уравнения скорости процесса для степени извлечения золота: значение константы скорости  $k_0$  составляет  $290,9 \text{ с}^{-1}$ , а кажущаяся энергия активации процесса  $E = 69,70 \text{ кДж/моль}$ .



а)



б)

Рис. 2. Модельные (сплошная линия) и экспериментальные (прерывистая линия) кинетические кривые степени окисления сульфидных минералов (а) и степени извлечения золота из руды (б) в процессе электрохлоринации

Экспериментальная и модельная кинетические кривые степени выщелачивания золота при температуре 60°C приведены на рис. 2 б.

**А.С. Кантаев, А.К. Досмаганбетов**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия; akantaev@tpu.ru, dos\_alibek@mail.ru

## МЕТОД ПЕРЕРАБОКИ ИЛЬМЕНИТА

TiO<sub>2</sub> находит широкое применение. Большая его часть используется в качестве белого пигмента в лакокрасочной промышленности. Мировое потребление диоксида титана растет с каждым годом. В нашей стране ежегодно потребляется более 80 тыс. т. диоксида титана, при этом его производство практически отсутствует [1].

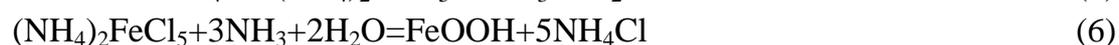
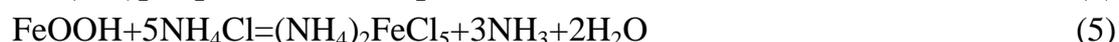
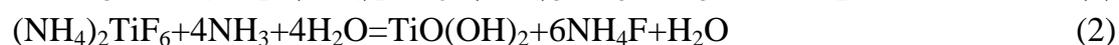
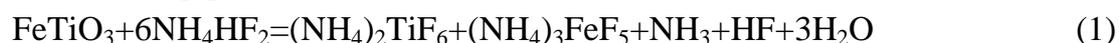
Целью данной работы является разделение вскрытого ильменита с помощью NH<sub>4</sub>HF<sub>2</sub>, отделением железистой составляющей при помощи NH<sub>4</sub>Cl.

В работе использовали ильменитовый концентрат, Туганского месторождения

Томской области, состава: FeO - 25,1%, ZrO<sub>2</sub> - 1,04%, SiO<sub>2</sub> - 4%, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 2,36%, CaO - 0,66%, MgO - 0,58%, SO<sub>3</sub> - 0,1%, K<sub>2</sub>O - 0,05%, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>-0,1%, Na<sub>2</sub>O - 0,11%, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 1,5%, MnO - 1,4%.

В рамках данной работы намечены предпосылки разработки аппаратурной и технологической схемы получения рутила разделением «вскрытого» ильменита с помощью NH<sub>4</sub>HF<sub>2</sub> и отделением железистой составляющей при помощи NH<sub>4</sub>Cl.

Для процесса разделения Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и TiO<sub>2</sub> необходимо смешать согласно стехиометрии ильменит и NH<sub>4</sub>HF<sub>2</sub>. Химические реакции (1–6), описывающие протекание процесса, приведены ниже [2].



Для составления технологической схемы процесса были рассчитаны материальные потоки на всех стадиях процесса на 100 кг ильменита.

Согласно данной схеме, единственным расходуемым реагентом является кислород воздуха, необходимый для окисления железа (II) до трехвалентной формы. Для этого в 100 кг ильменита необходимо 5,26 кг кислорода, что соответствует 37 м<sup>3</sup> воздуха. Отходами являются нерастворимые в воде фториды AlF<sub>3</sub>, CaF<sub>2</sub>, MgF<sub>2</sub>.

Гидрофторирование происходит в барабанной вращающейся печи (1) рисунок 1, при температуре 180...200 °С. В нее с помощью шнекового питателя подают ильменит и NH<sub>4</sub>HF<sub>2</sub>.

В результате получают фтораммонийные комплексы железа и титана, которые растворяют в аппарате растворения (2), потом раствор подают на фильтрацию в барабанный вакуумный фильтр (3), в результате чего, от раствора отделяют примеси нерастворимых фторидов металлов (Al, Ca, Mg). Фильтрат подают на аммиачное осаждение в реактор (4).

Осаждение производят при pH = 8...9 и перемешивании воздухом для окисления железа (II). Полученный кек TiO(OH)<sub>2</sub> и Fe(OH)<sub>2</sub> подают на фильтр (5) и, затем, на вибрационный смеситель (6) для смешения с NH<sub>4</sub>Cl. Фильтрат раствора NH<sub>4</sub>F поступает на участок регенерации NH<sub>4</sub>F в кристаллизатор (8). В кристаллизаторе раствор NH<sub>4</sub>F упаривают до образования кристаллов NH<sub>4</sub>F, которые возвращают в реактор вскрытия. В результате последовательности операций вскрытие ильменита происходит на 96% [2].

Смесь TiO(OH)<sub>2</sub> и Fe(OH)<sub>2</sub> с NH<sub>4</sub>Cl поступает в печь (7). Хлорирование протекает при 200...250 °С в течение 5 часов. Далее возможно два пути ведения процесса: а) сублимационный метод; б) водное выщелачивание.

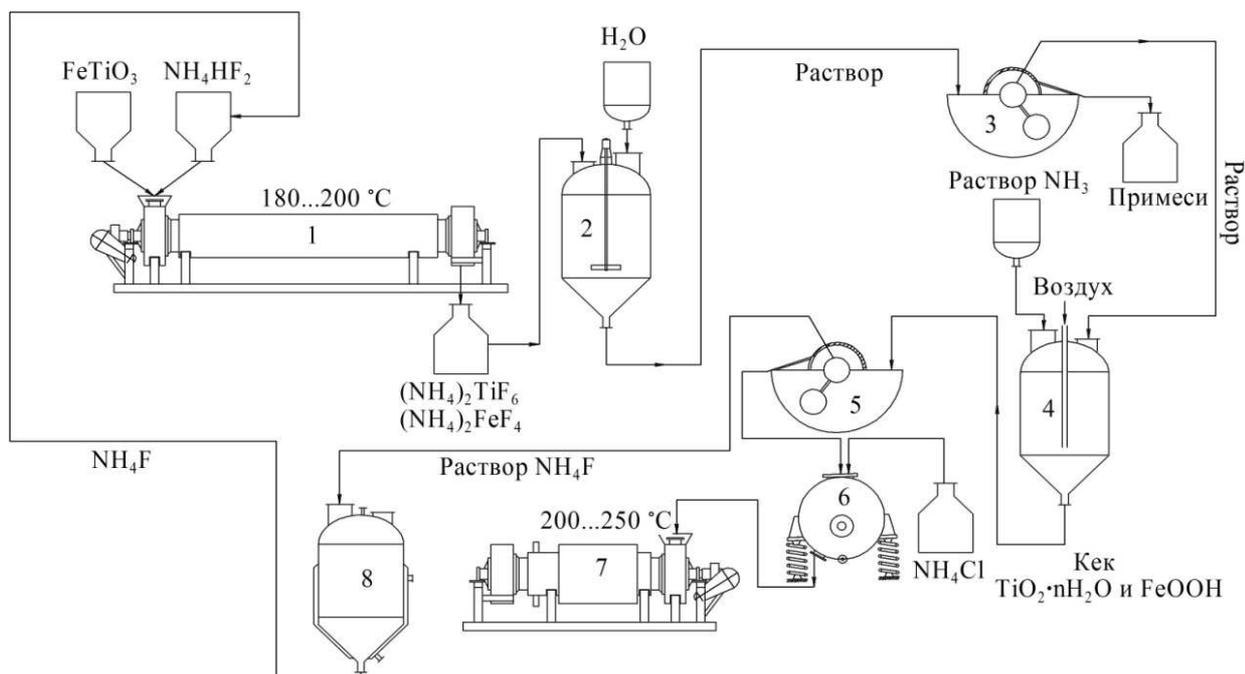


Рис. 1. Аппаратурная схема участка вскрытия ильменита

Процесс разделения сублимационным способом начинают с подъема температуры в печи. В начале процесса температуру поднимают до 350...380 °С, в результате происходит сублимация хлораммонийного комплекса железа, сублимированный газ десублимируют, растворяют, осаждают и фильтруют, тем самым, разделяя  $\text{NH}_4\text{Cl}$  и  $\text{FeOОН}$ . Последний прокаливают при 500 °С и получают  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (III).

Раствор  $\text{NH}_4\text{Cl}$  подают на участок регенерации. Упаренные кристаллы  $\text{NH}_4\text{Cl}$ , подают в печь хлорирования. Осадок  $\text{TiO(ОН)}_2$  прокаливают при 750 °С и получают  $\text{TiO}_2$  с рутильной формой кристаллической решетки.

Преимущество этого метода – высокая очистка титановой составляющей от железистой, а основным недостатком является высокая температура процесса и сложное аппаратное оформление.

Процесс водного выщелачивания заключается в следующем:  $\text{TiO(ОН)}_2$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{FeCl}_5$  после 5 часов хлорирования растворяют в воде, фильтрованием отделяют  $\text{TiO(ОН)}_2$  и прокаливают при 750 °С в течение 2 часов, тем самым получают  $\text{TiO}_2$  с рутильной модификацией кристаллической решетки. Раствор  $(\text{NH}_4)_2\text{FeCl}_5$ , после фильтрования подают на аммиачное осаждение ( $\text{pH} = 8...9$ ), отфильтровывают  $\text{FeOОН}$ . Фильтрат  $\text{NH}_4\text{Cl}$  подают на участок регенерации. Сконцентрированный  $\text{NH}_4\text{Cl}$  подают в печь хлорирования, а осадок  $\text{FeOОН}$  прокаливают при 500 °С в течении 2 часов и получают  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (III).

Преимущества данного метода – простота аппаратного оформления процесса, невысокая температура процесса. Однако,  $\text{TiO}_2$  имеет высокое содержание  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , получаемый в процессе, имеет высокую степень очистки.

ИК-спектроскопические исследования показали, что  $TiO_2$ , полученный взаимодействием  $NH_4Cl$  с осажденными аммиачной водой  $TiO(OH)_2$ , и  $Fe(OH)_2$ , в обоих случаях разделения титана и железа, имеет, в большей степени - рутильную, и в незначительной - анастазную модификацию кристаллической решетки. ИК-спектры указали на наличие групп  $NH^{4+}$  и  $Si-O-Si$ . В свою очередь, аналогичный анализ  $Fe_2O_3$ , полученного и выщелачиванием, и возгонкой, указывает на отсутствие титана и кремния, и присутствие группы  $N-H$ .

Рентгенофазовый анализ показывает, что при использовании водного выщелачивания на рентгенограмме присутствуют три модификации  $TiO_2$ : рутил, брукит, анатаз и фаза  $Fe_2O_3$ .

При возгонке железистой фракции на рентгенограмме присутствуют фазы двух модификаций  $TiO_2$ : брукит и рутил. Преобладает фаза рутила, анатазная фаза отсутствуют полностью. Так же, как и в первом случае, присутствует фаза  $Fe_2O_3$  (III), но более слабая. На рентгенограмме  $Fe_2O_3$  присутствует фаза  $TiO_2$  рутильной модификации. Можно предположить, что  $TiO(OH)_2$  частично хлорируется и переходит в водный раствор.

Все известные способы получения диоксида титана, основаны на использовании молекулярного хлора или серноокислотного выщелачивания. Использование хлорида и фторида аммония гораздо безопаснее, так как в твердом состоянии - это безопасные вещества. Разовая ПДК хлорида аммония в воздухе рабочей зоны 10 мг/м<sup>3</sup>, разовая ПДК фторида аммония ПДК 0,5 мг/м<sup>3</sup> (в пересчете на HF).

В результате работ предложена аппаратурная схема получения рутила из ильменита. Используемые реагенты дешевы, распространены и легко регенерируются согласно представленной технологии.

Апробированы стадии химического передела сырья – хлорирование смеси гидроксидов железа и титана, водное выщелачивание хлорированного продукта и сублимационное отделение хлораммонийных комплексов железа. Проведены структурные исследования синтезированных  $TiO_2$  и  $Fe_2O_3$ . По водному способу получен рутил с примесями  $Fe_2O_3$  и чистый красный пигмент железа; по сухому способу – чистый рутил, и легированный титаном  $Fe_2O_3$ .

*Список использованных источников*

1. Сайт компании «ХимЭлт». Особенности российского рынка диоксида титана / Лецкий Д.В., Савицкий В.Н. [Электронный ресурс] // СЫРЬЕ. ПОЛУПРОДУКТЫ. МАТЕРИАЛЫ. — 2004. Режим доступа: [http://www.tio2.ru/dok/Osobennosti\\_rynka\\_dioksida\\_titana.pdf](http://www.tio2.ru/dok/Osobennosti_rynka_dioksida_titana.pdf).
2. Андреев А.А., Производство отечественного диоксида титана на основе фтораммонийного способа переработки ильменита / А.А. Андреев, А.Н. Дьяченко, Р.И. Крайденко Р.И. // Химическая промышленность сегодня. — 2007. — № 9. — 13 с.

*М.Ш. Танекеева, Г.Ж. Абдыкирова, Г.И. Тойланбай, А.Е. Абишева, А.Т. Муханова*  
АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения» Национального научно-технологического холдинга «Парасат», г. Алматы, Казахстан, ao.cnzmo@rambler.ru

## **ИЗУЧЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ**

На мировом рынке растет спрос на марганцевую продукцию. Общие мировые запасы марганцевых руд оцениваются в 23 млрд. тонн. Казахстан занимает 3-е место в мире по их ресурсам. Экспорт из Казахстана марганцевой руды и концентрата главным образом направлен в Россию и Китай, а также Украину, Грузию и Узбекистан.

В настоящее время проводятся обширные исследования по гидрометаллургической переработке марганецсодержащего сырья. Наиболее широко в промышленности, несмотря на разнообразие разработанных технологических схем, применяется гидрометаллургическая технология получения марганца по способу сернокислотного выщелачивания восстановленных оксидных руд. Недостатком способа является необходимость проведения процесса восстановительного обжига. При восстановлении марганцевой руды до закиси марганца происходит последовательное выделение окиси и двуокиси углерода (примерно 23-29% CO и 46-52% CO<sub>2</sub>), которые необходимо улавливать для предотвращения выбросов в окружающую среду.

В последние годы возрос интерес к совмещению процессов восстановления оксидов марганца и выщелачивания. Для перевода Mn (IV) в раствор развиваются исследования по жидкофазному восстановительному выщелачиванию. Целью работы является проведение исследований по восстановительному выщелачиванию марганца из шламов без операции предварительного обжига.

Проведены исследования по выщелачиванию марганецсодержащего шлама растворами азотной кислоты с добавлением хлористого натрия. Для определения фазового состава марганецсодержащего шлама был проведен рентгенофазовый анализ, который показал присутствие в пробе пиролюзита MnO<sub>2</sub>, гематита Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, кальцита CaCO<sub>3</sub>, кварца SiO<sub>2</sub>, а также Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

В опытах по выщелачиванию шлама использовали раствор азотной кислоты с концентрацией 700 г/дм<sup>3</sup> и кристаллический хлористый натрий. Полученные данные по выщелачиванию шлама показали, что при температуре 70 °С максимальная концентрация марганца в растворе составляет 31,7 г/дм<sup>3</sup> (Т:Ж = 1:2). Изменение соотношения твердой и жидкой фаз до 1:3 и 1:4 приводит к снижению концентрации марганца в растворе до 15,4 и 15,1 г/дм<sup>3</sup> соответственно.

При температуре 90 °С с увеличением продолжительности выщелачивания концентрация марганца в растворе возрастает до 62,9 г/дм<sup>3</sup>. Содержание железа в растворе после выщелачивания увеличивается до 7,6 г/дм<sup>3</sup>. Исходя из полученных данных, можно сделать вывод, что оптимальными условиями выщелачивания шлама являются

ся: температура – 90°C, соотношение твердой и жидкой фаз Т:Ж = 1:2, продолжительность – 2 часа.

Растворы после азотнокислого выщелачивания были исследованы для определения состава с применением ИК-спектроскопии. На ИК-спектре азотнокислого раствора после выщелачивания зафиксированы полосы поглощения группы  $[\text{NO}_3]^-$  - 1403, 1354, 1046, 825  $\text{см}^{-1}$ . Расщепление полосы колебаний  $\nu_3$  – 1403, 1354  $\text{см}^{-1}$  и зафиксированная в ИК-спектре полоса  $\nu_1$  – 1046  $\text{см}^{-1}$  свидетельствуют о понижении симметрии нитрат-ионов, координированных марганцем.

При серноокислотном выщелачивании с целью повышения извлечения марганца в раствор применяют различные неорганические и органические восстановители, в присутствии которых происходит восстановление марганца до двухвалентного состояния. Предложены в качестве восстановителей различные неорганические вещества: роданидные соли аммония или щелочных металлов, сульфат железа (II), пиритный концентрат, железная стружка, пероксид водорода, тиосульфат натрия, сульфит-бисульфит аммония, сернистая кислота, сернистый газ. Для переработки техногенного сырья наиболее целесообразно использовать отходы производства, например, железный скрап, являющийся дешевым и доступным продуктом.

Нами проведены опыты по выщелачиванию шлама растворами серной кислоты в присутствии металлического железа в качестве восстановителя. Для определения возможности выщелачивания марганца из шламов, в которых марганец содержится преимущественно в виде двуокиси марганца, проведен термодинамический анализ реакции растворения  $\text{MnO}_2$  растворами серной кислоты в присутствии металлического железа. Анализ проведенных термодинамических расчетов показал, что вероятность протекания данной реакции высока, так как значения  $\Delta G^\circ$  имеют достаточно высокую отрицательную величину.

Опыты по выщелачиванию шлама проводили с использованием раствора серной кислоты с концентрацией 100 г/дм<sup>3</sup> в присутствии порошка металлического железа. Выщелачивание проводили в стеклянном термостатированном стакане при температуре 40; 60 и 90 °C. Соотношение твердой и жидкой фаз поддерживали равным Т:Ж = 1:10. Экспериментальные данные показали, что повышение температуры при восстановительном выщелачивании приводит к увеличению извлечения марганца, которое при 90 °C составляет 91,2%. Из марганецсодержащих растворов в дальнейшем после предварительной очистки от примесей возможно осаждением выделить карбонат или гидрат закиси марганца и после прокаливании получить марганцевый концентрат, приемлемый для металлургических целей.

Таким образом, проведены исследования по химическому обогащению техногенного марганецсодержащего сырья с применением смеси азотной кислоты и хлористого натрия, а также растворов серной кислоты с добавлением металлического железа. Установлено, что при выщелачивании шлама смесью азотной кислоты и хлористо-

го натрия при температуре 90 °С, продолжительности выщелачивания 2 часа и соотношении Т:Ж = 1:2, получены растворы, содержащие 62,9 г/дм<sup>3</sup> марганца, при извлечении марганца в раствор - 78%.

Показано, что при восстановительном сернокислотном выщелачивании шлама в присутствии металлического железа с повышением температуры до 90 °С извлечение марганца в раствор увеличивается и составляет 91,2%.

Результатами исследований установлена возможность переработки марганецсодержащего шлама с использованием восстановительного выщелачивания без предварительного обжига, сопровождающегося нежелательными выбросами углекислого газа в атмосферу.

***Л.Н. Трушникова, В.В. Соколов, В.В. Баковец, Н.Г. Наумов.***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки, Институт неорганической химии им. А.В. Николаева Сибирского Отделения Российской академии наук, г. Новосибирск, Россия, sokolov@niic.nsc.ru

## **ВСКРЫТИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ СПЛАВЛЕНИЕМ С СОДОЙ, ИЗВЛЕЧЕНИЕ И ОЧИСТКА ОКСИДОВ РЗМ\***

Редкоземельные элементы встречаются в составе различных минералов со сложным минералогическим составом, включающим оксиды, фосфаты, фториды, фтор-карбонаты, алюминаты и другие соединения, а также в рассеянном состоянии во многих породах.

В связи с разработкой новых перспективных месторождений в России, таких как Томторское (Якутия) и Чуктуконское (Красноярский край), разработка методик извлечения РЗЭ в настоящее время является актуальной. При хорошей растворимости редкоземельных соединений в кислотах их извлечение основано на кислотном вскрытии, и этот метод отличается достаточной простотой.

Однако в основном редкие земли распространены в породах, не поддающихся кислотному вскрытию, например, алюмосиликатные, фтор-карбонатные, и в этих случаях единственным способом вскрытия является спекание концентратов с содой. При этом фтор во фтор-карбонатных минералах связывается с щелочным металлом, а образующиеся оксиды РЗМ переводятся в раствор кислотной обработкой спека.

В случае алюмосиликатов, трудно растворимые компоненты минералов переводятся в легко растворимые щелочные алюминаты и силикаты, либо другие подобные соединения. Кроме того, спекание в воздушной или кислородной среде сопровождается окислением и других элементов, входящих в состав минералов, например, мар-

---

\* Финансирование работ поддержано Интеграционным проектом СО РАН № 40.

ганца.

Цель настоящей работы – нахождение оптимальных режимов вскрытия бедных редкоземельных концентратов сложного минералогического состава. Работа проводилась на модельных образцах максимально приближенных по составу к концентратам Чуктуконского месторождения, содержащих редкоземельные элементы и иттрий, являющиеся представителями разных групп.

Химический состав, %(масс) модельных смесей был следующим:  $\text{Ln}_2\text{O}_3$  ( $\text{Ln} = \text{Pr}, \text{Dy}, \text{Y}$ ) - 30;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  -24;  $\text{SiO}_2$ - 27;  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ -0,01;  $\text{ZrO}_2$ - 0,05;  $\text{TiO}_2$ - 0,3;  $\text{MnO}$  -0,1;  $\text{CaO}$ -4,1;  $\text{SrO}$ - 2;  $\text{BaO}$ - 11;  $\text{P}_2\text{O}_5$  -0,035. В качестве основных параметров оптимизации процесса вскрытия были выбраны температура, газовая среда и время спекания модельной смеси, а выбранная область изменения этих параметров диктовалась согласно предыдущим исследованиям, известным из литературы.

Спекание образцов с иттрием и диспрозием проводили при  $1400^\circ\text{C}$ , с празеодимом – при  $1200^\circ\text{C}$ , чтобы исключить эффект плавления силиката празеодима, образующегося за счет взаимодействия активного  $\text{Pr}_2\text{O}_3$  с  $\text{SiO}_2$  в момент диссоциации исходного  $\text{Pr}_6\text{O}_{11}$  при более высокой температуре. Время спекания было 4 часа, среда спекания – воздух (проточный режим в муфеле). Образовавшийся спек был размельчен и смешан с содой в соотношении 1:4.

Для характеристики фазового состава спеков использовали рентгенофазовый анализ (РФА), и было установлено, что приготовленные в выбранных условиях спеки с празеодимом содержат в основном катионно-смешанный силикат состава  $\text{Ca}_2\text{Pr}_8(\text{SiO}_4)_6\text{O}_2$ , алюмосиликат  $\text{BaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$  и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Диспрозиевые спеки были в виде алюмината диспрозия  $\text{Dy}_3\text{Al}_5\text{O}_{12}$ , сложного алюмосиликата  $(\text{Ba}, \text{Sr})\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8$  и силиката состава  $\text{Ca}_2\text{SiO}_4$ . Для иттриевого спека был идентифицирован силикат и алюминат иттрия  $\text{NaY}_9\text{Si}_6\text{O}_{26}$ ,  $\text{Y}_3\text{Al}_5\text{O}_{12}$  и алюмосиликат  $\text{BaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$ .

Далее отжиг шихты проводился при  $950^\circ\text{C}$  на воздухе в муфеле в прикрытых корундовых тиглях в течение 2 часов. После спекания цвет образцов был зелено-синего цвета, что связано с присутствием марганца, соединения которого при сплавлении с содой образуют зеленый манганат (VI), содержащий ионы  $[\text{MnO}_4]^-$ .

Для оптимального извлечения РЗМ из спеков был реализован наиболее эффективный режим, включающий несколько последовательных операций. Сначала выщелачивание проводили горячей водой для удаления водо-растворимых солей, отмывая нерастворившийся продукт слабым раствором соды. Фильтрат при этом имел слабо-зеленый цвет, указывая на переход в раствор солей марганца. Дальнейший процесс разделения и выделения оксидов РЗМ, как и их очистка, был реализован согласно рекомендациям, подробно описанным в литературе (Анализ минерального сырья под ред. Ю.Н.Книпович, Ю.В.Морачевского. Гостехиздат Л. 1959. 1055 С.; В.Ф.Гиллебрандт, Г.Э.Лендель, Г.А.Брайт, Д.И.Гофман. Практическое руководство по неорганическому анализу. Изд. Химия. М. 1966. 1111 С.). Использовалась сле-

дующая последовательность операций:

- растворение промытого кека в HCl 1:1, осаждение  $H_2SiO_3$ , обезвоживание, фильтрование, промывание и прокаливание до  $SiO_2$
- осаждение редкоземельных, щелочноземельных и других соединений в виде гидроксидов, используя раствор NaOH, с последующим удалением из спеков компонентов, содержащих Al, P, V, фильтрование и промывка;
- осаждение редкоземельных гидроксидов двукратной обработкой твердого осадка раствором  $NH_4OH$  с удалением щелочноземельных металлов, фильтрование и промывка;
- кислотное растворение гидроксидов РЗЭ в HCl, понижение кислотности раствора до pH = 6,5 добавлением аммиака и осаждение оксалатов РЗМ щавелевой кислотой, их промывка, высушивание и прокаливание до оксидов.

По окончанию процесса выход оксидов РЗМ составлял порядка 90% относительно теоретического расчета. Для определения чистоты РЗМ оксидов, зависящей от содержания основных примесей, использовали атомно-эмиссионный спектральный анализ. В табл. 1 представлены результаты этого анализа на примере оксида диспрозия, полученного по выше приведенной методике. Видно, что содержание контролируемых примесей в оксиде находится на уровне ниже предела обнаружения используемого аналитического метода.

Таблица 1

Химический примесный состав оксида диспрозия

Элемент	Концентрация, масс.%	Элемент	Концентрация, масс.%
Al	$<5 \cdot 10^{-3}$	Ba	$<0,01$
Mn	$<1 \cdot 10^{-3}$	Mg, In, Pb, Sn, Zn	$<1 \cdot 10^{-3}$
Ti	$<0,01$	Co, Cr, Fe, Ni, V	$<2 \cdot 10^{-3}$
Ca	$<0,02$	B, Bi, Cu Ge, Mo	$<5 \cdot 10^{-3}$
Ag, Be, Cd, Ga	$<5 \cdot 10^{-4}$	Nb	$<0,01$
Si	$<0,01$	Sb	$<0,01$

Согласно данным этого анализа, примененного и к другим РЗ оксидам, содержание основного вещества находится в пределах 99,8-99,9 масс.%, что соответствует уровню продукции, выпускаемой ранее редкометаллической промышленностью (Справочник «Продукция редкометаллической промышленности», часть 1, Москва 1968).

Измеренные другие характеристики, такие как температура плавления, содержание РЗ металла, также подтверждали индивидуальность и чистоту оксидов, выделенных по выше предложенному методу.

В настоящее время предусмотрена разработка новых методов химического анализа более чувствительных к низкому содержанию примесей в оксидах.

***В.С. Римкевич, А.А. Пушкин, И.В. Гиренко Т.Ю. Еранская***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Благовещенск, Россия, vrimk@yandex.ru

## **ФТОРИДНЫЙ МЕТОД КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КИАНИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ\***

Российская Федерация занимает второе место в мире (после КНР) по производству первичного технического алюминия. Но российская алюминиевая промышленность испытывает дефицит глинозема, который при имеющихся объемах производства алюминия не может быть решен за счет отечественных бокситов и низкокачественного небокситового сырья: нефелиновых руд, сынныритов, анортозитов и других, а так же ввиду отсутствия эффективных и экономически рентабельных технологий их переработки. Большими перспективами обладают концентраты из андалузит-кианит-силлиманитовых руд, количество глинозема в которых достигает 62,7 мас.%, тем более что разведанные запасы вышеуказанных руд превышают запасы бокситов и нефелинового сырья (Г.Г. Лепезин, 2011). Месторождения этих руд равномерно распределены на территории России и находятся в экономически развитых районах: Кольский полуостров, Карелия, Урал, Красноярский край и других.

Цель исследований – разработка фторидного метода для извлечения глинозема, фторида алюминия, наночастиц аморфного кремнезема и других полезных компонентов, который обеспечивает малоотходное и экологически безопасное промышленное производство. Объектом изучения являлись кианитовые концентраты из руд Егустинского рудопоявления (Челябинская область) и Чимчанского месторождения (Амурская область) с содержанием глинозема 59,65 мас.% и 62,5 мас.% соответственно. В опытах использовался измельченный материал до размеров менее –0,05 см. Комплексная переработка кианитовых концентратов, состоящих в основном из минерала кианита ( $Al_2[SiO_4]O$ ), осуществлялась с применением гидрофторида аммония ( $NH_4HF_2$ ) марки ч.д.а., который в нормальных условиях не представляет существенной экологической опасности, но при нагревании становится энергичным фторирующим реагентом (Т.Г. Ахметов и др., 2002). Температура плавления гидрофторида аммония составляет  $126,8^{\circ}C$ , температура разложения –  $238^{\circ}C$ .

Перед проведением экспериментальных работ были произведены термодинамические расчеты вероятности протекания реакции спекания исходного сырья с гидрофторидом аммония, сублимационного отделения гексафторосиликата аммония ( $(NH_4)_2SiF_6$ ) в окислительной, восстановительной или инертных средах, гидролиза наночастиц аморфного кремнезема и восстановления исходного фторирующего реа-

---

\* Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект 11-05-00357а).

гента. По результатам расчетов реакции протекают в сторону образования конечных продуктов. Кинетическими опытами установлены оптимальные физико-химические параметры (температура, время выдержки и др.) с определением констант скоростей и энергией активации прохождения химических реакций.

В результате проведенных исследований разработана схема комплексной фторидной переработки кианитовых концентратов (рис. 1).

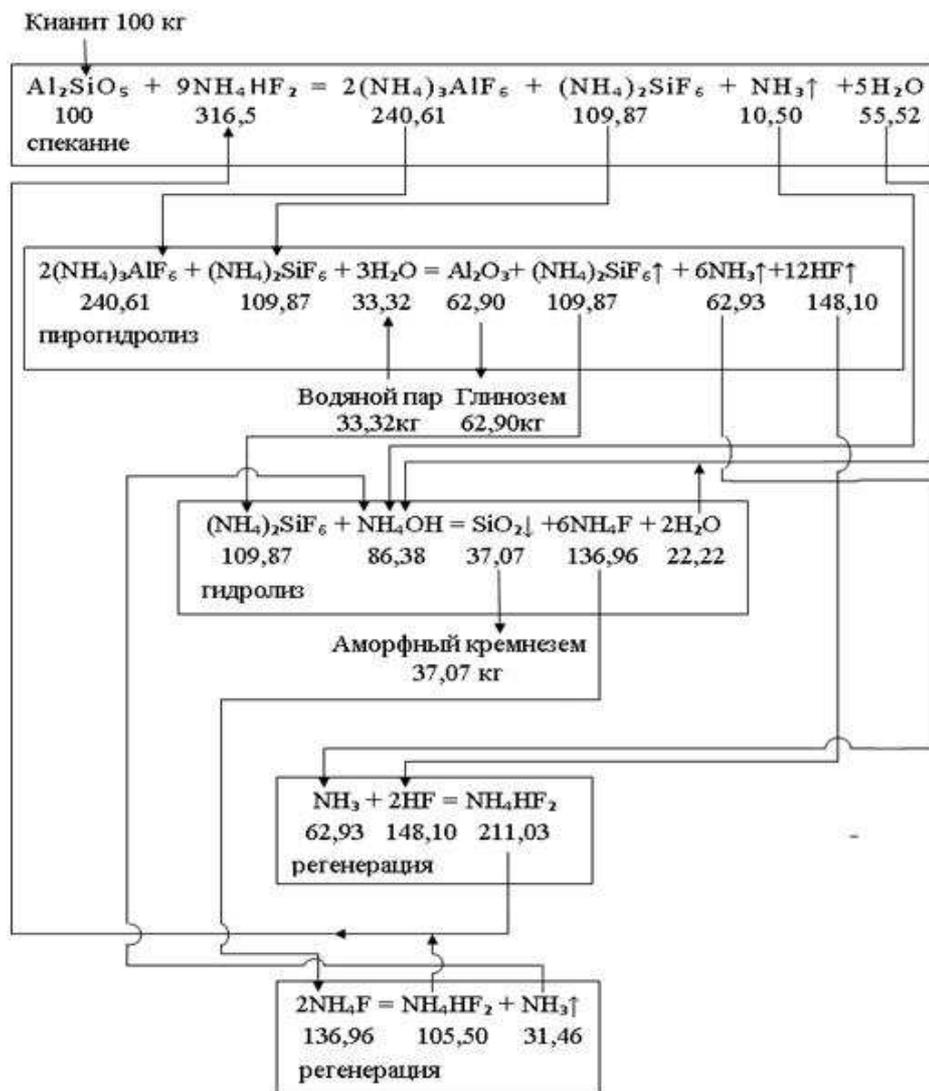


Рис.1. Схема материальных потоков при комплексной фторидной переработке кианитовых концентратов

Спекание кианитовых концентратов проводили в температурном интервале 150-200°C и временах выдержки 0,25 – 4,5 час. При температурах выше температуры плавления  $NH_4HF_2$  взаимодействие протекает с максимальной скоростью и при 200°C за 3,5 часа достигаются оптимальные условия образования порошкообразного спека, состоящего по данным рентгенофазового анализа из смеси двух комплексных солей -

гексафтороалюмината  $(\text{NH}_4)_3\text{AlF}_6$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$  и незначительного количества примесей. Выделяющийся аммиак улавливали в сосуде с водой с образованием аммиачной воды  $(\text{NH}_4\text{OH})$  которая поступала на стадию гидролиза  $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$ .

Термическая обработка полученного в оптимальных условиях порошкообразного спека при температурах 350-550°C в течение 15-60 мин в восстановительных или инертных условиях приводит к образованию фторида алюминия, в окислительных условиях пирогидролита с продувкой водяным паром – глинозема. В результате термической обработки происходит сублимация летучего гексафторосиликата аммония при температурах выше 300°C, что согласуется с ранее установленными данными (М.А. Медков и др., 2010). По экспериментальным данным температура 550°C является наиболее благоприятной для получения фторида алюминия, рассчитанное теоретическое количество нелетучего осадка достигается за 25 мин. Анализ кинетических данных свидетельствует, что оптимальной температурой образования глинозема является 550°C, при этом за 45 минут достигается степень извлечения более 98%. Образовавшиеся в результате термической обработки в нелетучем осадке примеси оксидов и фторидов железа, натрия, калия и других компонентов удаляются воднокислотными растворами с последующим получением товарных продуктов:  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeF}_3$ ,  $\text{NaF}$ ,  $\text{KF}$  и других.

По данным химического, электронно-микроскопического и рентгенофазового анализов полученный фторид алюминия соответствует высшему сорту, а производимый глинозем соответствует маркам Г0 и Г1 (А.И. Лайнер и др., 1978), и из него путем электролитического восстановления получен технический алюминий марок А5 - А85, среднемировая стоимость которого составляет 2,8 \$/кг. По данным спектрального анализа гексафторосиликат аммония имеет высокую химическую чистоту – содержание металлических примесей не превышает  $10^{-4}$ – $10^{-5}$  мас.% (Al, Fe, Mg, Ca и другие). Путем гидролиза водного раствора  $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$  получены наночастицы высокочистого аморфного кремнезема (среднемировая стоимость 5 \$/кг) с полной регенерацией  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $\text{NH}_4\text{OH}$  (В.С. Римкевич и др., 2012).

Был произведен расчет материального баланса, и на рис. 1 показаны материальные потоки, где под формулами химических соединений приведены расходные коэффициенты на 100 кг цианитового концентрата стехиометрического состава. Применяемые дополнительные компоненты легко восстанавливаются с отсутствием твердых, жидких и газообразных отходов, что позволяет многократно использовать их в технологическом процессе. Приведенная схема (рис. 1) наглядно показывает, что единственным расходуемым реагентом является водяной пар. При фторировании 100 кг цианитового концентрата образуется 62,9 кг глинозема, 37,07 кг аморфного кремнезема и расходуется 33,32 кг водяного пара. Среднемировая стоимость глинозема составляет 0,45 \$/кг, фторида алюминия – 2,0 \$/кг, гексафторосиликата аммония – 4,0 \$/кг. Среднемировая стоимость исходных цианитовых концентратов составляет

0,08 \$/кг, гидродифторида аммония – 2,0 \$/кг и аммиачной воды – 0,1 \$/кг.

Таким образом, в результате изучения физико-химических процессов переработки кианитовых концентратов разработан фторидный метод извлечения глинозема, фторида алюминия, наночастиц аморфного кремнезема и других полезных компонентов, который обеспечивает малоотходное и экологически безопасное производство. При комплексной переработке кианитовых концентратов предлагаемый фторидный метод может конкурировать с широко применяемым извлечением глинозема из бокситовых руд способом Байера.

***А.В. Курков, К.М.Смирнов, В.А.Пеганов***

Открытое акционерное общество «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии», г. Москва, Россия; avkurkov@vniiht.ru

## **СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РУД**

Одна из важных тенденций мирового развития комплексной переработки руд – создание интегрированных производств, осуществляющих весь процесс – от добычи сырья до выпуска конечной продукции. ГК «РОСАТОМ» обладает арсеналом всех средств для достижения этих целей. В этой отрасли наиболее глубоко были освоены передовые промышленные методы подземного и кучного выщелачивания, рудоподготовки, обогащения руд, автоклавного вскрытия, сорбционные и экстракционные процессы, получение чистых соединений. В настоящее время реальной научно-технической базой для продвижения этих процессов является ОАО ВНИИХТ с опытным заводом ОХТЗ. Накопленный опыт переработки урановых руд, технологический банк процессов, разработанных для различных видов продуктов необходимо использовать для многочисленных сырьевых источников, в том числе техногенных отходов. Данные решения достаточно легко сочетаются с мировыми достижениями в области создания современного высокоэффективного оборудования.

Заметным прорывом мировой практики является применение валков высокого давления (ВВД) и использование мельниц с перемешиванием измельчающей среды (stirring mills) с керамической измельчающей средой. Схемы с использованием ВВД и stirring mills позволяют экономить до 50% энергии в сравнении с традиционными схемами. В последнее время такие схемы начинают все более широко внедряться в промышленную практику, вытесняя схемы с мельницами полусамозмельчения. Важным переделом, зачастую не имеющим альтернативы по экономическому воздействию на все последующие процессы, является первичное обогащение руд с выводом в хвосты на ранней стадии процесса части материала без его тонкого измельчения. Ведущую роль на этом переделе играют методы радиометрического

обогащения: авторадиометрический, рентгенорадиометрический, полихромный. С применением лазерного сканирования и современной цифровой техники этот метод в ряде позволяет обеспечить высокую производительность процесса и возможность сортировки материала крупностью до + 10 мм.

Для концентрирования ценных компонентов в коллективные и мономинеральные концентраты в настоящее время в мире наработан целый арсенал высокоинтенсивных средств, методы гравитационного обогащения (высокоскоростная отсадка, центробежные сепараторы), высокоградиентные магнитные сепараторы.

Флотационный процесс часто играет ведущую роль для решения наиболее сложных задач разделения минеральных комплексов и создания условий для наилучшего использования сильных сторон других процессов переработки руд.

Конструирование флотационных машин для повышения эффективности извлечения частиц «среднего» диапазона крупности идет сегодня по пути применения большеобъемных камер, обеспечивающих снижение капитальных и эксплуатационных затрат. Тенденция их использования особенно усилилась с 90-х годов прошлого столетия и к настоящему времени вместимость камер возросла до 300 – 500 м<sup>3</sup>. Последним достижением в области флотации для граничных диапазонов крупности в мировой практике является разработка новых методов флотации: скоростной песковой (флэш) флотации, позволяющей извлекать с высокой производительностью частицы крупностью до 1 мм и появление машин для обогащения материала в интервале тонких частиц (-30 мкм) и ультратонком диапазоне (- 15 мкм) типа Imhoflot.

Важным рычагом управления селективностью флотации и повышения ее технико-экономической эффективности являются флотационные реагенты. Для решения этой задачи во ВНИИХТе разработан целый ряд селективных реагентов-собирателей и флотационные реагенты нового типа - реагенты вторичного действия (РВД). Круг таких реагентов достаточно широк.

Радикальным решением задачи повышения извлечения ценных компонентов из труднообъемных руд является использование автоклавных процессов. Автоклавное выщелачивание, хотя и связано с трудностями в аппаратурном оформлении, имеет значительные экономические и экологические выгоды. На базе использования автоклавных процессов во ВНИИХТе были разработаны технологии переработки золотосодержащих урановых руд, урано-молибденовых, урано-ванадиевых, урано-циркониевых руд, монацита и др. с высоким извлечением ценных компонентов. Наиболее развитые в институте процессы ионного обмена необходимы как универсальный инструмент при извлечении всех ценных элементов при гидрометаллургической переработке рудного сырья в высокотехнологичную продукцию, в частности уранового, с получением дополнительной ликвидной и дефицитной продукции – благородные (золото, серебро, МПГ) и тугоплавкие (молибден, ванадий, рений) металлы, РЗЭ, скандий, висмут. Институтом предложены сорбенты нового поколения для золота,

урана, ванадия, платиноидов: Россион-15, Россион-65, Россион-62, 510,610, Россион-25-А-65, Россион-25.

Важным аспектом технологии глубокой переработки является применение всего спектра современных вспомогательных процессов. Примером являются грохоты DERRICK Stack Sizer для тонкого отсева, мельницы тонкого измельчения типа SMD для доизмельчения помежуточных продуктов. Важным элементом является оборудование для разделения твердой и жидкой фаз: высокоскоростные сгустители, пастовые сгустители для закладки отработанного материала в шахтовое пространство, современные фильтрационные системы типа мембранных фильтр-прессов с отжимными мембранами, вакуумные керамические фильтры, ленточные вакуум-фильтры. Все это оборудование обеспечивает эффективное сопряжение процессов глубокой переработки рудного сырья.

В институте накоплен значительный опыт по разработке и промышленному освоению комплексных технологий переработки широкого круга руд. Характерным примером комплексной переработки руд является переработка руд редких металлов. Эксплуатация разработанных технологий переработки редкометального рудного сырья осуществлялась на двух предприятиях отрасли: ОАО «Забайкальский ГОК» и ОАО «Малышевское рудоуправление». На Забайкальском ГОКе осуществлялась переработка комплексных литиево-бериллиевых руд Завитинского месторождения, тантало-ниобиево-литиевых руд Этыкинского месторождения и сложных карбонатных бериллиево-флюоритовых руд Ермаковского месторождения. Развитие технологий переработки руд этих месторождений осуществлялось от получения концентратов основных металлов к более полному вовлечению рудного сырья в товарную продукцию до создания малоотходных производств с обеспечением условий сбережения окружающей среды. Так, в результате комплекса проведенных исследований была разработана и предложена для проектирования интенсивная технология глубокой малоотходной переработки руд Этыкинского месторождения. Разработанная технология использует упрощенное построение гравитационного цикла и его рациональное сочетания с флотационным обогащением. Флотационный процесс проводится в две стадии: получение черного концентрата в щелочной среде и его доводка в кислой среде. Это позволяет обеспечить высокую степень обогащения тантала, ниобия и олова (200-300) в условиях наличия топаза. Концентрат обогащения успешно перерабатывается химико-металлургическим путем с получением всего спектра конечной товарной продукции. Важнейшей составной частью схемы является также разработанная технология глубокого флотационного обогащения хвостов основного производства, позволяющая получать слюдяной литиевый концентрат и высококачественный калиевый полевой шпат со всем спектром сопутствующей продукции.

Примером эффективного решения переработки редкометального сырья является разработка автоклавно-сорбционной безотходной экологически чистой технологии

переработки молибденитовых концентратов. Эта технология была неоднократно опробована на молибденитовых концентратах различных комбинатов (Эрденет, Каджаран, Алмалык, Жирекен). Достигнуто извлечение молибдена и рения более 95%, и высокое качество готовой продукции. Технология предполагает утилизацию сбросных растворов после сорбционно-экстракционного передела в виде минеральных удобрений.

В последнее время во ВНИИХТе разрабатывается прорывная технология глубокой переработки комплексных золотоурановых руд, включающая энергоэффективные методы рудоподготовки, первичного обогащения руд, концентрирование ценных компонентов и упорных составляющих руды, рациональное применение процессов атмосферного и автоклавного выщелачивания, сорбционное и экстракционное извлечение всех металлов с переводом их в высокотехнологичную товарную продукцию. Важнейшее преимущество предлагаемого технологического подхода состоит в его универсальности. Объектами приложения технологических разработок в рамках данной схемы могут являться большинство сульфидсодержащих руд, окисленные медные руды Удоканского месторождения и др.

Соединение мировых достижений в развитии отдельных технологических процессов и оборудования, а также собственного опыта в области комплексной переработки рудного сырья, открывает возможности формирования новых идей и путей развития процессов, аппаратов и материалов для обеспечения технологий глубокой переработки руд.

***С.Н. Титков, Т.М. Гуркова, Н.Н. Пантелева, А.Ю. Бондарева, Конобеевских А.В.***  
Закрытое акционерное общество «ВНИИ Галургии», г. Санкт-Петербург, Россия;  
titkov@infopro.spb.ru

## **НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ КАЛИЙНЫХ РУД**

Калийные руды представлены в основном смесью сильвина (KCl) и галита (NaCl). В связи с относительно крупной вкрапленностью сильвина (1.5 – 3 мм), возможностью селективного разделения соляных минералов с применением в качестве катионного собирателя первичных алифатических аминов наиболее распространённым методом переработки калийных руд является флотационный.

Флотация сильвина осложняется:

- наличием в калийных рудах легкошламуемых водонерастворимых примесей силикатов, карбонатов и ангидрита, характеризующихся повышенной сорбционной активностью по отношению к катионным ПАВ, в связи с чем применяемые в настоящее время технологические схемы флотационного обогащения калийных руд предусматривают предварительное обесшламливание руды со складирова-

нием выделенного шламового продукта в шламохранилищах;

- относительно невысокой прочностью кристаллов сильвина и галита (показатель Бонда ~ 8 квт-час/т), что вызывает при измельчении руды в стержневых мельницах образование повышенного количества тонкозернистых фракций соляных минералов (содержание фракции крупности менее 0,25 мм в измельчённой руде достигает 35 – 40%).

Складирование в шламохранилище сгущённого шламового продукта (содержание твёрдого 25 – 35% масс.) ухудшает экологию производства, обуславливает дополнительные потери хлористого калия не только с твёрдой, но и жидкой фазой, т.к. процесс обогащения калийных руд осуществляется в насыщенных солевых растворах хлоридов калия и натрия, содержащих 10,5 – 11,5% KCl.

Наличие в измельчённой руде, поступающей в питание цикла обогащения, значительного количества тонкозернистых фракций солевых частиц, приводит не только к увеличению выхода шламового продукта и соответственно потерь KCl, но и к повышенному содержанию тонкозернистых фракций в готовом продукте, что ухудшает его физико-механические свойства – повышает слеживаемость и пылимость.

В настоящее время ОАО «Уралкалий» ведет подготовку к освоению нового участка Верхнекамского месторождения калийных солей – Половодовского со строительством рудника и флотационной фабрики. В связи с этим, а также для реконструкции действующих калийных предприятий ЗАО «ВНИИ Галургии» разрабатывает новые технологии обогащения калийных руд, позволяющие уменьшить энергоёмкость производства, повысить извлечение KCl в готовый продукт, улучшить экологию производства. Проведены испытания по сухому последовательному дроблению калийной руды до флотационной крупности (менее 1,6 мм) в двухрядной валковой дробилке и в дезинтеграторе кейджпактор с исключением мокрого измельчения руды в стержневых мельницах.

Конструкция кейджпактора предусматривает загрузку руды в центр дробилки с последующим дроблением руды путем последовательного центробежного удара солевых частиц о била вращающихся навстречу друг другу роторов кейджпактора. Это обеспечивает с одной стороны многократное соударение крупных частиц с поверхностью бил ротора, а с другой стороны эффективное удаление мелких частиц из зоны дробления. Испытания показали возможность уменьшения переизмельчения руды со снижением содержания тонкозернистых фракций в 1,5 – 1,7 раза.

Обязательным условием применения сухого дробления калийной руды до флотационной крупности является оттирки шламов из дроблёной руды для обеспечения селективной и эффективной последующей флотации сильвина.

Разработан режим диспергирования и оттирки шламов из калийных руд Верхнекамского месторождения с различным содержанием нерастворимых примесей. Процесс оттирки шламов проходит без дополнительного измельчения солевых час-

тиц. Применение реагентов диспергаторов шламов позволяет интенсифицировать процесс оттирки шламов и сократить его продолжительность (рис.1).

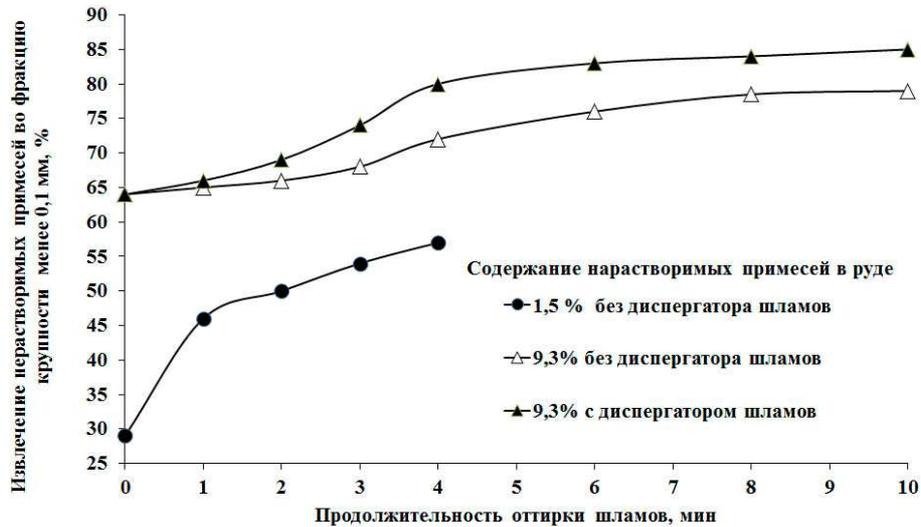


Рисунок 1 Оттирка шлама из калийной руды с различным содержанием водонерастворимых примесей

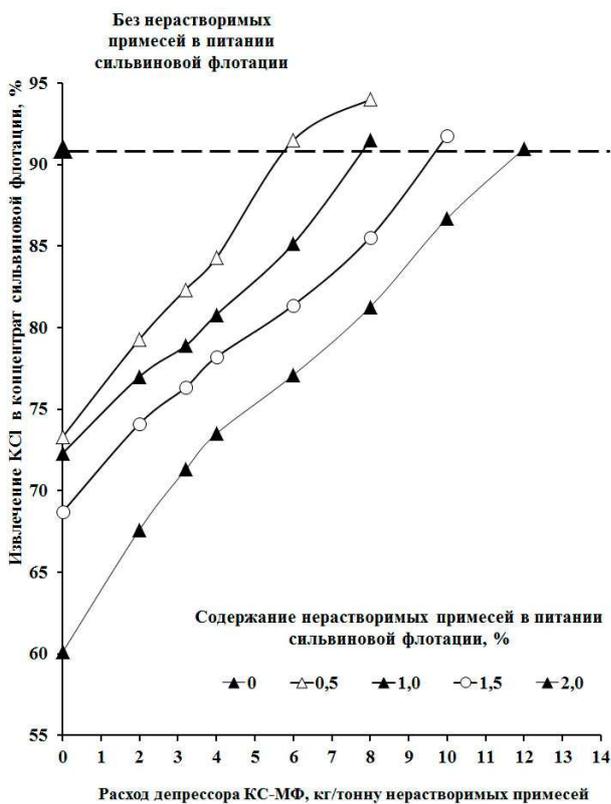


Рисунок 2 Влияние содержания нерастворимых примесей в питании слябной флотации на расход депрессора шлама КС-МФ

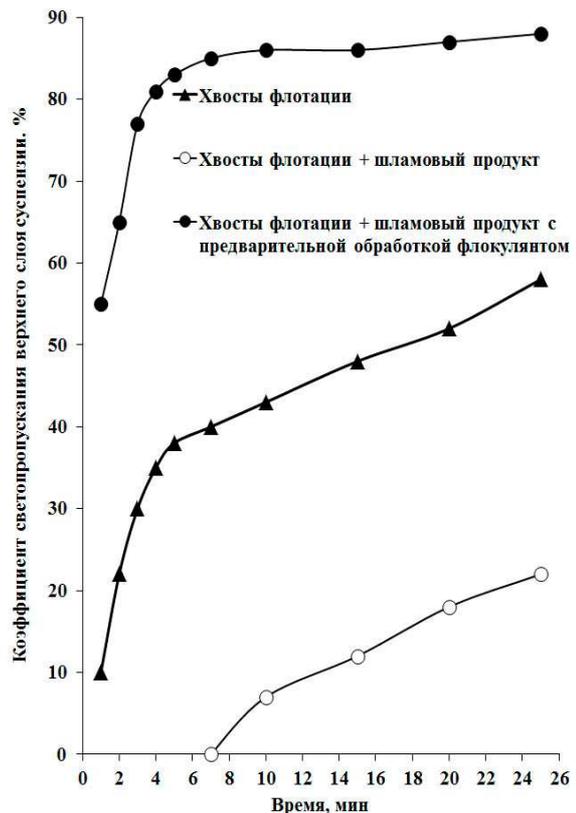


Рисунок 3 Кинетика осветления жидкой фазы суспензии хвостов флотации при добавке шламowego продукта

Механизм действия органических депрессоров шламов при катионной флотации калийных руд в основном направлен на уменьшение сорбции катионного собирателя на силикатно-карбонатных шламах. Снижение сорбции собирателя на шламах также уменьшает их флотируемость и повышает качество концентрата.

Разработанный в ЗАО «ВНИИ Галургии» депрессор шламов КС-МФ уменьшает сорбцию амина на шламах на 60 – 70%, не взаимодействует с аминами, обеспечивает условия эффективной сорбции амина на сильвине и успешно применяется в цикле основной сильвиновой флотации на фабриках ОАО «Уралкалий». Расход КС-МФ депрессора шламов зависит от крупности частиц флотируемого минерала и количества диспергированных шламов в питании сильвиновой флотации (рис.2).

Исследования и опытно-промышленные испытания показали возможность обогащения калийных руд Верхнекамского месторождения с содержанием нерастворимых примесей до 2% без предварительного флотационного обесшламливания руды с обработкой питания сильвиновой флотации депрессором КС-МФ (табл. 1).

Таблица 1

Результаты опытов по обогащению калийной руды Половодовского участка Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей по схеме с обесшламливанием и без обесшламливания руды

Реагенты, г/т руды				Продукты	Выход%	Содержание %		Извлечение от руды,%	
Флокулянт	Собиратель шламов	Депрессор шламов	Собиратель сильвина			КСI	н.о.*	КСI	н.о.*
С предварительным флотационным обесшламливанием руды									
5	20	-	30	Руда	100,0	28,80	1,67	100,00	100,00
				Шламовый продукт	2,83	22,33	29,0	2,19	49,09
				Сильвиновый концентрат	29,39	93,06	0,59	94,98	10,37
				Хвосты	67,78	1,20	1,00	2,82	40,54
Без обесшламливания руды									
-	-	150	28	Руда	100,0	28,26	1,71	100,00	100,00
				Концентрат	29,49	92,61	0,91	96,66	15,72
				Хвосты	70,51	1,34	2,04	3,34	84,28

\*н.о. – нерастворимые примеси

Проведение обогащения калийной руды в оборотных солевых растворах, не содержащих остаточную концентрацию собирателя шламов (оксиэтилированные ПАВ), устраняет эффект «вторичной» флотации шламов в сгустителях, улучшает процесс сгущения шламов и галитового камерного продукта основной сильвиновой флотации и создает условия для проведения совместного сгущения глинисто-солевых отходов производства. Исследованиями ЗАО «ВНИИ Галургии» установлено, что осаждение

тонкозернистых фракций соляных частиц (галитовых хвостов сильвиновой флотации) проходит недостаточно эффективно. Добавка к мелкой фракции хвостов сильвиновой флотации глинисто-солевого шлама с предварительной обработкой питания сгустителя флокулянтom значительно интенсифицирует процесс осаждения и осветления оборотного солевого за счет образования смешанных глинисто-солевых флокул (рис. 3).

На основании комплекса выполненных исследований для переработки калийных руд Половодовского участка Верхнекамского месторождения разработана технология обогащения калийных руд предусматривающая сухое дробление руды до флотационной крупности, проведение флотации сильвина из необесшламленной руды с обработкой питания флотации органическим депрессором шламов, совместное сгущение и фильтрование хвостов сильвиновой флотации и шламов, выделенных из промпродукта сильвиновой флотации. Разработанная технология позволяет повысить извлечение КС1 из руды, улучшить физико-механические свойства готовой продукции, снизить энергозатраты, улучшить экологию производства.

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

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия; beloborodov@goi.kolasc.net.ru; zakharova@goi.kolasc.net.ru; andronov@goi.kolasc.net.ru; filimonova@goi.kolasc.net.ru

## **ВОВЛЕЧЕНИЕ В ПЕРЕРАБОТКУ МАЛОЖЕЛЕЗИСТЫХ АПАТИТСОДЕРЖАЩИХ РУД КОВДОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Основным источником минерального сырья для ОАО «Ковдорский ГОК» являются бадделеит-апатит-магнетитовые руды (БАМР). Месторождение, которое разрабатывается более 50 лет, - основа потенциально-устойчивого развития комбината в течение ближайших десятков лет. Месторождение простирается на глубину более 2-х километров. Глубина карьера в настоящее время превышает 400 м.

В контуре карьера присутствует также месторождение маложелезистых апатит-содержащих руд (МЖАР). На протяжении многих лет маложелезистые руды в количестве 3-4 млн т в год складировали в отвалы.

Запасы руд в спецотвалах составляют примерно 100 млн.т. Производительность комбината в последние несколько лет составляет 16-17 млн. т в год за счет переработки руды БАМР и апатит-бадделеитсодержащих песков техногенного месторождения (4-5 млн т/год) – отходов обогащения магнито-обогатительной фабрики. Обогащение такого минерального сырья обеспечивает выпуск железорудного концентрата (5,5 млн т/год), апатитового (2,1 млн т/год) и бадделеитового концентрата. Отработка техногенного месторождения (I поле хвостохранилища) заканчивается в 2015 году.

На введенных в эксплуатацию обогатительных мощностях планируется вести

переработку апатит-штаффелитовых руд – перспективного месторождения. В тоже время, в связи с планируемым увеличением производства апатитового концентрата до 2,9-3 млн т/год необходимо увеличить переработку руды до 19-20 млн.т в год. Такие показатели можно достичь за счет вовлечения в эксплуатацию маложелезистых апатитсодержащих руд, при условии эффективной технологии их совместного обогащения с БАМР, либо обогащения их по отдельной схеме.

Маложелезистые руды Ковдорского месторождения представлены апатит-силикатными (АС) и апатит-карбонатными (АК) разновидностями. Соотношение минералов в АС руде непостоянно, состав представлен форстеритом (20-40%), флогопитом (30-40%), апатитом (10-15%), магнетитом (10-15%). Среднее количество основных минералов в АК руде: магнетит 10-20%, апатит 10-15%, кальцит 50-70%. Вовлечение в переработку всего объема МЖАР позволит более эффективно эксплуатировать Ковдорское месторождение: увеличить выпуск концентратов, снизить коэффициент вскрыши. Проведены исследования на обогатимость апатит-силикатной (АС) и апатит-карбонатной (АК) разновидности маложелезистых руд. Химический состав руд представлен в табл. 1. В АС руде отмечено преобладание флогопита и диопсида, соответственно 24,6% и 23,6%, а в АК суммарное количество карбонатов составляет 74,8%. Главными рудообразующими минералами являются: магнетит, апатит, карбонаты, диопсид, форстерит, флогопит.

Таблица 1

Химический состав (содержание, %).

Руда	Fe <sub>общ</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CO <sub>2</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
АС	9,41	4,73	5,41	17,16	31,2	16,22	5,62
АК	5,44	6,33	33,45	41,32	2,15	7,29	0,24

Магнетит АК пробы руды по сравнению с АС представлен более крупными зернами. В классе -0,4 мм 83% минерала находится в раскрытом виде, в то время как в АС только на 66% и для выделения магнетита из пробы АС требовалось более тонкое измельчение. Перед флотацией апатита целесообразно предварительно выделить магнетит, для чего, по аналогии с ОАО «Ковдорский ГОК», принята стадийная схема магнитной сепарации.

В результате исследований из АС и АК руды получены магнетитовые концентраты, содержащие 63,8 и 65,9% Fe<sub>общ.</sub>, при извлечении соответственно 53,7 и 80,5% Fe<sub>общ.</sub> Более низкое извлечение Fe<sub>общ.</sub> в магнетитовый концентрат из АС руды связано с присутствием кроме магнетита в пробе других железосодержащих немагнитных минералов. Содержание в немагнитной фракции АС руды Fe<sub>общ.</sub> составляет 5,03%, а в АК – 0,96%. При проведении флотационных исследований по получению апатитового концентрата за основу принята крупность измельчения и реагентный режим, применяемый в настоящее время на апатит-бадделеитовой фабрике ОАО «Ковдорский ГОК». Результаты флотации апатита из немагнитной фракции АС и АК проб руды

представлены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты флотации апатита

Руда	Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
			P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	SiO <sub>2</sub>
АС	Концентрат	10,4	37,08	1,8	1,9	75,6	1,3	0,6
	Хвосты	76,5	0,73	17,7	39,1	11,0	87,4	88,5
	Шламы	13,1	5,2	13,2	28,1	13,4	11,3	10,9
	Исходный	100,0	5,1	15,5	33,8	100,0	100,0	100,0
АК	Концентрат	12,7	36,85	1,22	0,42	74,7	2,2	2,6
	Хвосты	74,7	1,37	8,13	2,35	16,4	85,3	84,6
	Шламы	12,6	4,41	7,08	2,11	8,9	12,5	12,8
	Исходный	100,0	6,22	7,12	2,08	100,0	100,0	100,0

По схеме с двумя перечистками и контрольной флотацией в замкнутом цикле из немагнитной фракции АС и АК руды получены апатитовые концентраты с содержанием P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 37,08% и 36,85% соответственно, при извлечении 75% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> от операции флотации.

Опыты по флотации из немагнитной фракции АК проводились с использованием реагента собирателя класса моноалкилэфиров, поскольку при флотации апатита с применением жирнокислотного собирателя кондиционные апатитовые концентраты не были получены. Как отмечалось выше, месторождение маложелезистых руд расположено в контуре карьера бадделеит-апатит-магнетитовых руд, в связи с этим рассмотрены варианты их совместной добычи и обогащения на действующих обогатительных фабриках КГОКа. Выполнены лабораторные исследования по обогащению смеси руд: I - БАМР (80%) + МЖАР (20%) и смеси II - БАМР (20%) + МЖАР (80%). Содержание основных химических компонентов в смеси руд представлено в табл. 3.

Таблица 3

Содержание химических компонентов в смеси руды (содержание, %).

Смесь руды	Fe <sub>общ</sub>	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>
I	21,15	17,79	17,32	7,03	0,123	6,84	14,55
II	12,08	18,92	18,83	4,90	0,052	7,20	24,01

Технологическая схема включала последовательность операций выделения концентратов и методы обогащения аналогичные существующим на ОАО «Ковдорский ГОК». Исходную руду после дробления и измельчения обогащали магнитной сепарацией (3-4 стадии) с целью получения магнетитового концентрата. Выход магнетитового концентрата при содержании 64% Fe<sub>общ</sub> из смеси руды II меньше в 2раза в связи низким содержанием Fe<sub>общ</sub> в исходной смеси руды II Fe<sub>общ</sub> (табл. 4).

Извлечение в магнетитовый концентрат Fe<sub>общ</sub> также снижается до 76,8%, с увеличением в смеси руды МЖАР до 80%, в связи с наличием в руде железосодержащих немагнитных минералов.

Таблица 4

Технологические показатели получения магнетитового концентрата.

Смесь руд	Выход,%	Содержание Fe <sub>общ</sub> ,%	Извлечение Fe <sub>общ</sub> ,%
I	29,6	64,08	87,3
II	15,0	64,05	76,8

Таблица 5

Технологические показатели получения апатитового концентрата

Смесь руд	Выход,%	Содержание P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ,%	Извлечение P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ,%
I	12,7	38,02	66,9
II	8,5	38,05	65,2

Немагнитная фракция смеси руд после магнитной сепарации, измельчения поступала на флотацию апатита. По схеме с предварительным обесшламливанием руды, основной флотацией апатита и 2-мя -3-мя пересортичными операциями флотации получен апатитовый концентрат с содержанием 38,0% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (табл. 5).

Выход апатитового концентрата из смеси руды II (80% МЖАР) уменьшается до 8,5%, в связи с более низким содержанием в руде P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 4,9%, относительно 7,0% в смеси I. Извлечение в концентрат P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> практически не изменяется и составляет 66,9-65,2%.

#### **Выводы.**

Разработана технологическая схема и реагентный режим флотации для обогащения маложелезистых руд Ковдорского месторождения. Показана возможность получения магнетитового и апатитового концентрата из апатит-силикатной, апатит-карбонатной разновидностей маложелезистых руд, а также из смеси перерабатываемой в настоящее время на ОАО «Ковдорский ГОК» бадделеит-apatит-магнетитовой руды и маложелезистой апатит-силикатной руды в соотношении 4:1 и 1:4. Изменение структуры минерально-сырьевой базы ОАО «Ковдорский ГОК», увеличение суммарного количества перерабатываемой руды позволит повысить выпуск магнетитового и апатитового концентратов.

*Е.Г. Лихникевич, Н.В. Петрова, А.А. Рогожин, С.И. Ануфриева, Ю.И. Лебедева*  
Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», г. Москва, Россия, anufrieva.05@mail.ru

## **ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СИБИРИ**

Россия, имея мощную сырьевую базу редких металлов, в том числе ниобия, практически не располагает собственным ниобиевым производством. Это приводит к тому, что существующая величина потребности отечественных металлургических

предприятий в феррониобии, равная 4400 т (~2900 т Nb), практически полностью покрывается за счет импорта, т.е. уровень обеспеченности страны феррониобием напрямую зависит от иностранных производителей.

Среди российских редкометалльных месторождений наибольшее значение имеет Белозиминское месторождение, представленное охристыми апатит-пироксоловыми рудами коры выветривания карбонатитового массива.

Месторождение комплексное и, помимо ниобия, располагает промышленными запасами апатита, которые могут удовлетворить потребности Сибири и Дальнего Востока в фосфорных удобрениях.

Руды коры выветривания имеют сложный минеральный состав и слагаются пироксолом, колумбитизированным пироксолом, сростками ниобатов, монацитом, апатитом (~30%), магнетитом, гидроксидами железа и марганца, ильменитом, цирконом, гидрослюдами, кварцем, полевым шпатом, карбонатами [Быховский Л.З., Архангельская В.В., Тигунов Л.П. Период после распада. Как восстановить редкоземельную промышленность в России // *Металлы Евразии*, 2008, № 2. - С. 74-78.].

К новому потенциально-промышленному типу относится Большетагнинское месторождение, кроме ниобия, ценными попутными компонентами которого являются микроклин, уран, фосфор.

По минеральному составу метасоматитов и особенностям их локализации на месторождении выделены два основных природных типа руд, которым соответствуют технологические: пироксоловый микроклинитовый, пироксоловый карбонатит-слюдитовый и слюдитовый.

Главной особенностью вещественного состава руд, определяющей в значительной мере их технологические свойства и принципиально отличающей руды Большетагнинского месторождения от руд других карбонатитовых комплексов, является мелкая и тонкая вкрапленность пироксолом и развивающегося по нему колумбита [Азарнова Л.А., Темнов А.В. Малообъемное минералого-технологическое опробование как необходимый этап оценки редкометалльных месторождений (на примере Большетагнинского месторождения ниобия). Сборник тезисов докладов международного совещания «Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения 2011). г. Верхняя Пышма. 19-24 сентября 2011 г.].

Полученные при обогащении пироксоловые концентраты не кондиционны по содержанию оксида ниобия и примесных компонентов (P, Si, U, Th, S и т.д.).

Для переработки флотационных пироксоловых концентратов, полученных при обогащении руд Белозиминского и Большетагнинского месторождений, на товарную продукцию (стандартный феррониобий, оксид ниобия металлургического качества (НБО-М)) разработаны следующие технологии:

- термохимическая доводка спеканием концентрата с природным известняком

( $t=1050-1080^{\circ}\text{C}$ ), сопровождаемая полным их разложением, с последующим выщелачиванием спека 5%-ным раствором соляной кислоты. Полученный кондиционный пирохлоровый концентрат может быть использован для производства феррониобия ФН655С (ГОСТ 16773-2003).

- кислотная доводка для селекции ниобия от основной массы сопутствующих и породообразующих минеральных компонентов за счет операции кислотного выщелачивания (18%-ный раствор  $\text{HCl}$ ,  $t=75-80^{\circ}\text{C}$ ). Полученный обесфосфоренный пирохлоровый концентрат может быть использован для производства феррониобия марки ФН655С (ГОСТ 16773-2003).
- сульфатизация при селективном разложении ( $t=200-220^{\circ}\text{C}$ ) пирохлора концентрированной серной кислотой с последующим водным выщелачиванием сульфатной массы и гидролитическим осаждением из раствора гидроксида ниобия. Полученный пентаоксид ниобия металлургического сорта (98,5%  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ) может быть использован для производства феррониобия марки ФН660 (ГОСТ 16773-2003).

Для комплексной переработки апатитового концентрата обогащения Белозиминского месторождения предложена азотнокислотная технология, основанная на разложении апатитового концентрата 55-57%-ным раствором азотной кислоты с переводом редкоземельных металлов в раствор в виде фосфатов.

Ступенчатая нейтрализация раствора после вымораживания  $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$  раствором аммиака либо газообразным  $\text{NH}_3$  обеспечивает комплексную переработку апатитового концентрата с получением редкоземельного концентрата, содержащего 95%  $\Sigma\text{РЗО}$  при извлечении 86%, и высококонцентрированного сложного удобрения (аммофоса) с извлечением в него фосфора ~95%.

Для очистки от железа микроклинового продукта, полученного при обогащении руд Большетагнинского месторождения, рекомендовано его кислотное выщелачивание (15%-ый раствор  $\text{HCl}$ ) с получением микроклинового концентрата, пригодного для использования в производстве электротехнической и стекольной продукции.

Для получения уранового химконцентрата из сернокислотных растворов переработки концентратов Большетагнинского и Белозиминского месторождений. Во всех технологических схемах предусматривается утилизация отработанных растворов и регенерация реагентов.

Таким образом, освоение редкометалльных месторождений Сибири с комплексными рудами может полностью удовлетворить потребности России в ниобиевом, апатитовом и редкоземельном сырье.

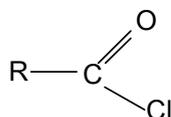
Т.Л. Гак, Н.К. Тусунбаев, А.О. Абдикулова

АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан, nesipbay@mail.ru

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ

Известно, что в мировой практике редкие и редкоземельные металлы флотируются жирнокислотными собирателями [1,2]. Так работе [1] на шеелитовых рудах флотационные исследования проводили совместным использованием омыленной олеиновой кислоты и Эксола-Б.

Для флотации редких и редкоземельных металлов предложен новый синтезированный оксигидрильный собиратель, хлорангидрид жирных кислот формулы



где R – углеводородный радикал C<sub>6</sub>-C<sub>20</sub> [3].

Хлорангидриды жирных кислот были получены обработкой жирных кислот тионилхлоридом:



Синтез хлорангидридов жирных кислот проводили в присутствии растворителей (бензол, серный эфир) при температуре реакционной смеси 20-50°. После завершения реакции растворитель отгоняли.

Хлорангидриды жирных кислот представляют собой жидкость от желтого до темно-коричневого цвета в зависимости от природы кислот. При флотации использовались в виде 1-3%-ного водного раствора.

Синтез хлорангидридов жирных кислот был ограничен соединениями, содержащими углеводородные радикалы в пределах C<sub>6</sub>-C<sub>20</sub>, вследствие отсутствия жирных кислот с длиной углеводородного радикала меньше 6 и больше 20.

Новый синтезированный реагент-собиратель был испытан в лабораторных условиях АО «ЦНЗМО» на гравитационных шламах, содержащих вольфрам в виде минерала вольфрамита, тантал в виде минерала танталита, олово в виде минерала касситерита.

Предложенный реагент-собиратель испытан также на редкометальной руде, содержащей вольфрам в виде минерала шеелита и на труднообогатимой, ультрадисперсной редкоземельной руде одного из месторождений Казахстана. Так, извлечение оксида вольфрама в виде минерала вольфрамита повышается на 6,5%; извлечение ок-

сида вольфрама в виде минерала шеелита повышается на 7,6%; извлечение олова в виде минерала касситерита повышается на 5,7% при одновременном повышении их массовой доли.

При флотации редкоземельной руды извлечение суммы редкоземельных элементов по сравнению с известными методами обогащения повышается до 9% при одновременном повышении их массовой доли в концентрате.

Разработана принципиальная схема обогащения ультрадисперсной, труднообогатимой редкоземельной руды коры выветривания с применением новых современных флотационных режимов и способов обогащения [4,5].

#### *Список использованных источников*

1. Чантурия В. В. Современное состояние и основные направления развития флотации//Обогащение руд, 2005, №6, с. 13-18.
2. Курков А. В. Основы теории и практики разработки флотационных реагентов и процессов для глубокого обогащения бедных комплексных руд редких металлов с целью создания малоотходных производств. Автореф. дис. докт. техн. Наук. М.: ВНИИХТ.-1999.
3. А. С. №1739570. Способ флотации несulfидных руд. Т. Л. Гак и др. 21.05.90.
4. Патент RU, №2365425, С2. Способ флотационной доводки магнетитовых концентратов. А. В. Зимин (RU) и др. опубл. 27.08.2009.
5. А. С. №889098. Магнитный сепаратор. Т. Л. Гак и др. Опубл. в Б. И., 1981, №46.

#### **Э.П. Локшин, О.А. Тареева**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия, lokshin@chemy.kolasc.net.ru

### **ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЭКСТРАКЦИОННОЙ ФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ\***

Хибинский апатитовый концентрат (АК) содержит около 1 мас.% оксидов редкоземельных металлов (РЗМ). По литературным данным в дигидратном процессе переработки АК доля РЗМ, попадающих в экстракционную фосфорную кислоту (ЭФК), оценена равной 30%, но, вероятно, значительно завышена. Действительно, из 1 т АК получается примерно 1.05 м<sup>3</sup> продукционной ЭФК, содержащей ≈ 38 мас.% Н<sub>3</sub>РО<sub>4</sub> и 1.3-1.4 кг·м<sup>-3</sup> суммы оксидов РЗМ (∑Tr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Отсюда следует, что в ЭФК из АК попадает не более 13.5-15% РЗМ.

Для разложения 1 т АК в обороте циркулирует 2.3-2.5 м<sup>3</sup> ЭФК, содержащей ≈ 0.9-1.0 кг·м<sup>-3</sup> ∑Tr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Всего на заводах России в продукционную и оборотную ЭФК попадает, соответственно, 2470-2660 и 4275-4750 т ∑Tr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. По сравнению с исходным

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке программы Президиума РАН «Фундаментальный базис инновационных технологий прогноза, оценки, добычи и глубокой комплексной переработки стратегического минерального сырья, необходимого для модернизации экономики России».

АК и тем более лопаритовым концентратом – единственным российском промышленном источнике РЗМ, в ЭФК сумма обогащена РЗМ средней и иттриевой групп. Это определяет интерес к ЭФК, как источнику РЗМ.

Методы извлечения РЗМ должны быть совместимы с основным производством минеральных удобрений, что определяет необходимость их работоспособности при повышенных температурах (65-80<sup>0</sup>С) и применения реагентов, не препятствующих дальнейшему использованию как продукционной, так и оборотной ЭФК. При этом особенно важно обеспечивать высокое извлечение РЗМ средней и иттриевой групп.

Долгое время наиболее перспективным представлялся метод спонтанной кристаллизации РЗМ из ЭФК [1, 2], основанный на утверждении, что ЭФК пересыщена по РЗМ. В качестве материала затравок предложены фосфаты или фториды РЗМ. Представляется невероятным, что в присутствии гипса, который рекомендуется как один из возможных затравочных материалов, ЭФК пересыщена по РЗМ, т. к. при её получении кристаллы гипса длительное время контактируют с «пересыщенным» раствором. Эта и ряд других причин вызывают сомнение в достоверности результатов [1, 2].

В докладе сообщается о развитии метода, основанного на осаждении и переработке фтор-фосфатных концентратов РЗМ [3]. Прежде полагали, что при введении в ЭФК фторид-иона РЗМ осаждаются в виде фторидов. Хотя ЭФК содержит заметные концентрации фтора, самопроизвольное осаждение фторидов РЗМ не наблюдается, т.к. в ЭФК практически весь фтор связан в комплекс  $\text{SiF}_6^{2-}$ . В качестве источника F<sup>-</sup> наиболее целесообразен  $\text{NH}_4\text{F}$ . Степень осаждения РЗМ при введении 19.5-58.5 г·л<sup>-1</sup> F<sup>-</sup> была примерно равна и достигала 92.8-97.0%. В ЭФК оставалось 14.9-49.1 г·л<sup>-1</sup> введённого фторид-иона.

Основная часть РЗМ осаждалась при относительно небольшом расходе содержащего фтор реагента. Его двух- и трёхкратное увеличение лишь на 0.8-4.2% повышало извлечение суммы РЗМ, но при этом при этом значительно увеличивалось извлечение РЗМ средней и тяжёлой групп. Повышенные остаточные концентрации осложняют последующее выделение фтора из продукционной ЭФК.

Цель работы - исследование возможности снижения расхода  $\text{NH}_4\text{F}$  при одновременном увеличении извлечения РЗМ в концентрат.

Изучение растворимости фторидов РЗМ показало, что при 80<sup>0</sup>С в 38 мас.%  $\text{H}_3\text{PO}_4$  фториды  $\text{YF}_3$  и  $\text{YbF}_3$  растворяются конгруэнтно, но фториды La, Ce, Nd, Sm инконгруэнтно: мольное отношение фторид-иона и РЗМ было 5÷24, т.е. намного больше 3, при этом содержания РЗМ на порядки превосходили достигнутое в [3] их остаточное содержание в ЭФК.

При добавлении  $\text{NH}_4^+$  или  $\text{Mg}^{2+}$  содержание всех исследованных РЗМ в растворе резко снижалось, что указывает на образование мало растворимых фторидных или фторфосфатных комплексов, содержащих кроме РЗМ аммоний или магний.

Снижением кислотности раствора путём частичной нейтрализации первого иона

водорода  $\text{H}_3\text{PO}_4$  катионом аммония удалось значительно снизить расход  $\text{NH}_4\text{F}$ , одновременно увеличив выход в осадок РЗМ (табл. 1).

Степень осаждения индивидуальных РЗЭ и катионных примесей приведена в табл. 2.

Таблица 1

Условия и основные результаты опытов по осаждению РЗМ при предварительной частичной нейтрализации ЭФК

Опыт	*Введено $\text{NH}_4^+$ , моль·л <sup>-1</sup>	$\text{NH}_4^+/\text{H}_3\text{PO}_4$ , мол.%	Введено F, г·л <sup>-1</sup>	Осталось F, г·л <sup>-1</sup>	Извлечено в осадок,%	
					$\epsilon_{\Sigma Tr}$	F
1	1.29	26.43	5.14	8.6	60.2	44.6
2	1.56	31.97	10.27	12.4	98.8	35.2
3	1.83	37.50	15.40	16	99.8	33.4
4	2.10	43.03	20.54	17.2	99.8	44.3
5	2.64	54.1	5.14	8	70.6	56.2
6	2.78	56.97	7.71	8.2	95.9	68.2
7	2.92	59.84	10.27	11.4	98.5	45.0

\*- учитывался весь введённый  $\text{NH}_4^+$  (с  $\text{NH}_3$  и  $\text{NH}_4\text{F}$ ).

Таблица 2

Извлечение в концентраты индивидуальных РЗМ и примесей

Опыт	Извлечение,%							
	Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd
2	99.2	99.3	98.8	98.9	98.8	96.9	97.0	98.3
3	99.8	99.9	99.9	99.9	99.9	99.4	99.7	99.8
4	99.8	99.9	99.8	99.9	99.9	98.9	99.8	99.9
6	96.1	97.6	96.8	96.3	95.8	89.5	89.2	93.1
7	98.8	99.0	98.7	98.6	98.5	96.7	91.6	97.9
Опыт	Извлечение,%							
	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	$\Sigma Tr$
2	96.8	96.6	96.4	95.9	94.7	91.7	88.6	98.8
3	99.7	99.7	99.7	99.7	99.7	99.4	99.2	99.8
4	99.3	99.9	99.9	99.9	99.8	99.7	99.7	99.8
6	87.8	85.8	83.7	77.5	63.3	36.7	21.6	95.9
7	96.5	96.2	95.7	93.9	99.0	79.9	73.8	98.5
Опыт	Извлечение,%							
	Na	Mg	Ca	Al	Ti	Fe	Th	U
2	7.0	9.2	61.3	73.7	0.2	2.6	98.7	1.8
3	7.7	14.3	73.2	79.5	0.8	4.1	99.7	2.9
4	22.9	73.4	76.8	84.2	8.3	9.16	99.6	4.6
6	17.3	31.9	62.0	79.0	4.2	1.8	93.1	2.9
7	23.6	54.2	78.0	88.5	5.2	26.8	97.7	4.7

Как видно из табл. 2, торий осаждается практически в той же степени, что и РЗМ. Также высока степень осаждения  $\text{Al}^{3+}$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ . Содержание РЗМ относительно суммы катионов в концентрате снижается с увеличением содержания введённого фтора и повышением степени нейтрализации первого иона водорода  $\text{H}_3\text{PO}_4$ .

Для переработки фтор-фосфатного концентрата в нерадиоактивный гидроксидный или карбонатный концентрат РЗМ разработан метод сорбционной конверсии, основанный на растворении фтор-фосфатного концентрата в слабо кислой среде в присутствии сульфокатионита. При этом катионы концентрата сорбируются, а анионы  $\text{PO}_4^{3-}$ ,  $\text{F}^-$  и  $\text{SiF}_6^{2-}$  остаются в маточном кислом растворе. Насыщенный катионами сульфокатионит отделяют от маточного раствора, десорбируют катионы концентрированным раствором аммонийных солей, десорбат ступенчато нейтрализуют аммиаком или карбонатом аммония с последовательным выделением торийсодержащего кека, нерадиоактивного концентрата РЗМ, гипса. Потери РЗМ с ториевым кеком составили 0.1%.

### **Выводы**

1. После нейтрализации 21% первого иона водорода ортофосфорной кислоты извлечение РЗМ во фтор-фосфатный концентрат возрастает до 98.8-99.8%, при этом расход фторид-иона снижается в 3-4 раза до 10.3-15.4 г·л<sup>-1</sup>.

2. Предложен метод сорбционной конверсии для переработки фтор-фосфатного концентрата в нерадиоактивный гидроксидный или карбонатный концентрат РЗМ с одновременным отделением основной части катионных примесей.

### *Список использованных источников*

1. А.с. 1641775 СССР, МКИ<sup>5</sup> С 01 F 17/00. Способ выделения фосфатов редкоземельных элементов из фосфорной кислоты / Д.Э. Чиркст, И.А. Дибров, К.Н. Чалиян и др.; Заявл. 03.10.88; Опубл. 15.04.91, Бюл. № 14.
2. А.с. 1656832 СССР, МКИ<sup>5</sup> С 01 F 17/00. Способ извлечения фторидов редкоземельных элементов / И.А. Дибров, Д.Э. Чиркст, П.С. Владимиров и др. Заявл. 20.03.89. НП.
3. Локшин Э.П., Тареева О.А., Елизарова И.Р. Осаждение редкоземельных элементов из экстракционной фосфорной кислоты соединениями фтора // ЖПХ. 2011. Т. 84. № 5. С. 743-751.

### ***Н.Н. Гришин***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В.Тананаева Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия, grishin@chemy.kolasc.net.ru

## **ГАЗОТРАНСПОРТНЫЕ РЕАКЦИИ В ОБОГАЩЕНИИ**

При обогащении руд чаще всего задействуются традиционные методы: флотация, гравитация, магнитная и электромагнитная сепарация, химические методы обогащения сырья.

Среди химических методов обогащения особое место занимают газотранспортные реакции, которые позволяют перевести отдельные компоненты системы в сильно различающиеся по своим физическим свойствам фазы: газовую и твердую или жид-

кую. При этом за счет газотранспортных реакций отдельные компоненты выводятся из реакционной зоны.

Этот метод широко используется в доменном производстве, где в газовую фазу переводятся кислород оксидов железа, сера, фосфор, а восстановленное железо в расплавленном виде стекает в нижнюю часть домы, над расплавом железа находятся более легкие невосстановленные оксиды в виде шлака и таким образом происходит разделение компонентов.

Металл, получаемый в доменном процессе, содержит избыточный углерод, фосфор, серу и другие примеси, поступающие из исходного сырья и кокса, поэтому требуются дополнительные затраты на их удаление. С целью преодоления этих трудностей были разработаны бездоменные процессы прямого восстановления железных руд, концентратов и железосодержащих отходов (DRI-Direct Reduction Iron).

Нами изучены процессы окисления-восстановления в зерне природного минерала объемом  $10^{-12}$ - $10^{-17}$  м<sup>3</sup>, сопряженные с обогащением получающихся восстановленных продуктов за счет газотранспортных реакций, и разработана патенточистая технология получения железосодержащих концентратов с удалением примесей и получением порошка металлического железа высоких марок (97 - 98% Fe<sub>мет</sub>) [Гришин Н.Н., Калинин В.Т., Ракитина Е.Ю., Нерадовский Ю.Н. Получение порошка железа путем прямого восстановления титаномагнетитов // Технология металлов. № 12. 2009. С. 28-45.; Пат. РФ № 2385962, МПК С 22 В 34/12, 34/22, 1/02, 5/10 (2006.01). Способ переработки железотитанового концентрата / Гришин Н.Н., Касиков А.Г., Ракитина Е.Ю., Нерадовский Ю.Н.; заявитель ООО «Кольский инновационный центр», патентообладатель Учреждение Российской академии наук ИХТРЭМС КНЦ РАН - № 2008134927/02; заявл. 26.08.2008г.; опубл.10.04.2010г. Бюл. № 10].

Параллельно разрабатываются технологии, позволяющие с высокой эффективностью газифицировать твердые углеродсодержащие продукты с получением энергонасыщенного восстановительного газа. Соединение этих двух разработок позволяет создать установку, объединяющую в едином цикле восстановление природных оксидов с удалением примесей и генерированием энергонасыщенного газа для энергетики. При этом существенно снижаются требования к химическому составу газовой компоненты. Первичные энергоносители: некоксующиеся угли, торф, отходы древесины и т.д.

Разрабатываемый нами подход состоит в проведении восстановительных процессов до состояния, необходимого и достаточного для выделения в самостоятельную газовую фазу мешающих примесей и удаление их через газотранспортные реакции из системы, а также в переводе целевых компонентов: железа и полезных оксидов (титана, магния, алюминия, ванадия и др.) в твердую фазу.

Для наблюдения за превращениями исходных подсистем используются приемы технологической минералогии с привлечением как оптической микроскопии с визуализацией исходных и полученных структур с разрешением 1 мкм, так и сканирующей

микроскопии с микронзондовым химическим анализом с разрешением до 100 нм. Это позволяет фиксировать стартовые движения подсистем на наноуровне и сопровождать протекающие превращения до требуемой степени преобразования микрофаз.

Разработанная технология и частично аппаратура позволили получить порошки металлического железа высоких марок из железосодержащих концентратов различного происхождения. Из титаномагнетитового концентрата ОАО «Апатит» получен порошок железа с содержанием  $Fe_{мет}$  97-98%.

Выплавлен слиток с содержанием  $Fe_{мет}$  99,9%, одновременно получен порошок титанооксидного концентрата с содержанием  $TiO_2$  85% - прекурсор для лакокрасочной продукции и металлического титана.

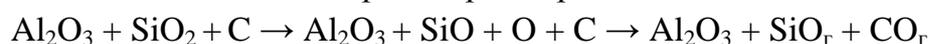
Из железорудного концентрата Ковдорского ГОКа с высоким содержанием серы (0.3%) получен порошок железа с содержанием 96.7%  $Fe_{мет}$ , слиток с содержанием 99.8%  $Fe_{мет}$  и выходом более 95%. Из частично окисленных руд Оленегорского месторождения получен порошок железа с содержанием  $Fe_{мет}$  80% и существенным увеличением выхода железа по сравнению с традиционными электромагнитными способами обогащения.

Технология ориентирована как на самостоятельное использование, так и на модернизацию существующего производства черных металлов, в том числе и из окисленных руд без их предварительного разделения на магнитную и немагнитную части, на организацию переработки отходов с высоким содержанием железа. Потребители продукции - все электроплавильное производство, производство специальных сталей, в том числе предприятиями военно-промышленного комплекса, малообъемные плавильные агрегаты литейных участков и цехов.

Основными конкурентами разработки являются западные компании, работающие в сфере прямого получения железа.

Дальнейшее развитие подхода, использующего газотранспортные реакции в обогатительных процессах, позволило из сырой кианитовой руды Кольского полуострова, содержащей 38%  $Al_2O_3$  и 55%  $SiO_2$  получить концентрат  $Al_2O_3$  с содержанием 99% и выходом 98%. Предварительно была изучена термодинамика процессов восстановления в системе  $Al_2O_3 - SiO_2 - C$  [Гришин Н.Н., Белогурова О.А, Иванова А.Г. Обогащение кианита путем карботермического восстановления // Новые огнеупоры: сырьевые материалы. - 2010. - №5. - С. 11-20].

Показано, что в стандартных условиях углерод не принимает непосредственного участия в восстановлении природных оксидов, а поглощает кислород, образующийся от разложения оксидов, сдвигая равновесие реакций их высокотемпературного разложения в сторону образования восстановленных форм. В случае системы  $Al_2O_3 - SiO_2 - C$  при 1700°C имеет место газотранспортная реакция:



с удалением из системы газообразных продуктов  $SiO_r$  и  $CO_r$  и получением в остатке

концентрата  $Al_2O_3$ .

Доводка концентрата может производиться с использованием газотранспортных реакций за счет образования летучих фторпроизводных и гидротранспортных реакций [З-ка 2012109300 РФ МПК С22В5/10 (2006.01). Способ переработки кианитового концентрата / Гришин Н.Н., Иванова А.Г., заявитель и патентообладатель Ин-т химии и технологии редких элементов и минерального сырья Кол. науч. центра РАН. - №201219300/02; заявл. 12.03.2012; реш. о выдаче 26.03.2013].

Газотранспортные реакции использованы нами также для удаления летучих компонентов из пиритных огарков при получении из них металлического железа. Задача – максимально избавиться от мышьяка. Причем, как и в других случаях, обогащательная функция газотранспортных реакций целенаправленно изменялась путем создания условий для генерирования в системе летучих соединений и организации удаления газовой фазы из объема образцов.

Исходный пиритный огарок содержал, мас. %:

As - 0.3-1.0; Pb - 0.1-0.3; Cu - 0.1-0.3.

После восстановительного обжига в токе восстановительного газа, обеспечивающего удаление образующихся летучих соединений получено, мас. %:

As - <0.01; Pb - < 0.03; Cu - <0.1.

Медь и другие цветные металлы дополнительно извлекали сульфидирующим обжигом с последующей флотацией.

Газотранспортные реакции применяются также при обогащении карбонатных пород, в частности, магнезитов, доломитов, кальцитов или их смесей с силикатами чаще всего после предварительного предобогащения. При обжиге карбонатов, они разлагаются с выделением газообразного  $CO_2$ , который удаляется из системы.

Условия обжига во многом зависят от целевого продукта. Так если надо получить из магнезита  $MgO$  для огнеупоров, то процесс обжига надо вести так, чтобы образовывались кристаллы периклаза.

В случае получения каустического магнезита для магнезиальных цементов следует учитывать, что пережог исходного магнезита с получением крупных кристаллов периклаза (> 60 микрон) приводит к медленной их гидратации в процессе эксплуатации и растрескиванию цементного камня.

При недожоге растрескивание имеет место за счет слишком быстрой гидратации и перегреве твердеющей цементной массы. При этом установлено, что за прочность образовавшейся цементной композиции отвечает магнезия оксихлорид  $3MgO \cdot MgCl_2 \cdot 11H_2O$ , а за водостойкость – силикат  $5MgO \cdot MgCl_2 \cdot 13H_2O$ .

**Н.К. Гайнутдинов, Р.А. Хасанов**

Федеральное государственное унитарное предприятие «Центральный научно-исследовательский институт геологии нерудных полезных ископаемых», г. Казань, Республика Татарстан, Россия, root@geolnerud.net

## **ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА В ПРАКТИКЕ ОБОГАЩЕНИЯ КВАРЦЕВЫХ ПЕСКОВ**

В зависимости от генетического типа кварцевого песка минеральные примеси в нем могут находиться в различных структурных формах, что в значительной степени определяет принципиальную возможность и эффективность использования того или иного метода обогащения. Минералогический состав примесей песков подразделяется на следующие группы: глинистые минералы (глина, охры, вторичные минералы зоны выветривания); зернистые минеральные примеси, находящиеся в свободном виде; пленочные минеральные примеси, находящиеся на поверхности зерен кварца (гидрооксиды железа и марганца, пленки силикатов железа); твердые и газовой-жидкие минеральные включения внутри зерен кварца; структурные примеси.

Как правило, при обогащении извлекаются примеси трех первых групп: глинистые минералы – промывкой; зернистые минералы – классификацией по крупности, гравитационным обогащением, флотацией, магнитной и электрической сепарациями; пленочные минералы – механической очисткой поверхности. Тем не менее, использование данных методов обогащения по одиночке или в их комбинации часто позволяет получать из песков кварцевые концентраты пригодные для производства изделий высокой светопрозрачности и даже ответственных изделий высокой светопрозрачности. Однако в случае повышенного содержания твердых и газовой-жидких включений в зернах кварца получить концентраты марок ВС и ОВС с использованием только стандартных методов обогащения не удастся. Поэтому необходимо проводить более глубокое обогащение подобных стекольных песков за счет частичного извлечения специальными методами примесей четвертой группы.

Оценка эффективности предлагаемого глубокого метода обогащения проводилась на кварцевых песках ряда месторождений ПФО. В процессе исследований был установлен минеральный и химический составы песков, изучены их физические свойства, определена способность к обогащению стандартными методами – промывкой, классификацией, оттиркой и электромагнитной сепарацией.

По данным минералого-петрографического анализа в исследуемых песках присутствуют зерна осадочных – кремни (от 1,2 до 11,75%) и магматических - эффузивных (от 0,10 до 0,44%) пород, а также минералов кварца (от 84,50 до 95,78%), полевого шпата (от 0,60 до 2,86%), гидрооксиды железа (от 0,10 до 0,41%), акцессорных минералов (от 0,22 до 0,30%) и обломки слюды (от 0,1 до 0,23%). От 7 до 20% зерен кварца в данных песках имеют включения чужеродных минералов и частичные по-

верхностные наслоения гидроксидной пленки железа.

По данным гранулометрического состава природных песков, содержание остатка на сите с сеткой № 08 составляет от 1,40 до 5,18% и проход через сито с сеткой № 01 от 0,85 до 5,71%. Согласно результатам полного химического анализа в песках присутствует завышенное содержание  $Fe_2O_3$  (от 0,330 до 0,650%),  $Al_2O_3$  (от 0,52 до 2,37%) и не достаточное содержание  $SiO_2$  (от 94,61 до 98,45%), которые не позволяют пескам присвоить какую-либо марку. В единичном случае получена марка Т.

Анализ минерального состава и физических свойств исследуемых песков показал, что основными примесями являются: глинистые, тонкодисперсные и алевритистые частицы; зерна рудных и нерудных минералов; пленка гидроксидов железа, покрывающая поверхность кварцевых зерен и твердые минеральные включения внутри зерен кварца. Наличие структурных примесей в кварце не определялось.

Для удаления вышеперечисленных минеральных примесей из множества практикуемых стандартных методов обогащения были выбраны следующие: промывка, классификация по классу крупности  $-0,8+0,1$  мм, оттирка и магнитная сепарация.

Минералого-петрографический состав полученного концентрата показал, что обогатительные операции, примененные к пескам, позволили вдвое сократить список присутствующих в исходной пробе минеральных примесей, доведя их до двух – кремни (от 0,13 до 7,93%) и полевые шпаты (от 0,5 до 1,4%). Анализ химического состава показал увеличение содержания  $SiO_2$  на 1-2% и снижение в 5-6 раз содержание  $Fe_2O_3$ . Как показал эксперимент, несмотря на резкое сокращение в песках минеральных примесей, получить концентраты выше, чем марка ПБ-150-2, используя стандартные методы обогащения, не удалось. И лишь для одного месторождения (с исходной маркой Т) удалось получить марку ВС-050-1. Поэтому нами была предпринята попытка улучшения качества концентратов благодаря более глубокому их обогащению за счет частичного извлечения железосодержащих минеральных включений находящихся внутри кварцевых зерен. Для этого использовалось измельчение и дробление крупных классов песка до рабочей фракции  $-0,4+0,1$  мм с последующим удалением раскрытых железосодержащих минералов.

Глубокое обогащение песков проводилось по следующей схеме: промывка исходного песка от глинистых минералов и пылевидных частиц; оттирка отмытой пробы для удаления гидроксидных пленок с поверхности кварцевых зерен; дробление и классификация дробленого песка с выделением фракции  $-0,4+0,1$  мм; магнитное обогащение песка в высоконапряженном поле; обжигмагнитное обогащение.

Дробление кварцевых песков проводилось в фарфоровой ступке с целью минимизировать потери при измельчении и не допустить внесения посторонних железосодержащих примесей.

Проведенная магнитная сепарация в высоконапряженной поле классов крупности  $+0,315$ ;  $+0,2$ ;  $+0,16$  и  $+0,1$  мм дробленого материала показала, что в данном про-

цессе в магнитную фракцию перешло в среднем на 0,50% примесей больше, чем в случае применения стандартных методов обогащения.

По данным химического анализа в концентратах, полученных по схеме глубокого обогащения, содержание железа стало в 1,4-1,6 раза меньше, чем в концентратах, полученных с использованием стандартных методов обогащения. При этом содержание кремния увеличилось на 0,5-1%. Таким образом, применение разработанной технологии глубокого обогащения позволило частично удалить железосодержащие включения внутри кварца и повысить марку концентратов до С-070-2 и ВС-040-1 (после стандартных схем марки ПБ-150-2 и ВС-050-1 соответственно).

В заключительной стадии с целью сокращения присутствующих в немагнитных фракциях содержаний кремней и ожелезненных полевых шпатов был использован способ обжигмагнитного обогащения, заключающийся в предварительной термической обработке минералов при температуре 600 °С в восстановительной атмосфере, вызывающей увеличение их магнитной восприимчивости, с последующей сепарацией в интенсивном магнитном поле.

Магнитная сепарации обожженных концентратов в высоконапряженном поле позволила дополнительно удалить из них в среднем на 0,75% больше примесей и тем самым снизить дополнительно содержание железа на 10%. Максимальная марка полученных концентратов ВС-030-В.

Применение обжига и магнитного обогащения дробленого кварцевого песка фракции -0,4+0,1 мм в высоконапряженном поле позволяет частично извлечь примеси четвертой группы и получить более чистые концентраты с высокими марками.

Полученные результаты показывают, что глубокое обогащение может быть успешно использовано в широкой практике обогащения кварцевых песков содержащих включения внутри зерен кварца. Кроме того дополнительное дробление обеспечивает перевод имеющихся зерен полевого шпата в более мелкие классы крупности не входящие во фракцию, предназначенную для варки стекла.

***А.А. Глумова, В.И. Брагин, И.И. Бакшеева***

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Россия, [alena\\_glumova@mail.ru](mailto:alena_glumova@mail.ru)

## **КОМБИНИРОВАННЫЕ МАГНИТНО-ФЛОТАЦИОННЫЕ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ РУД**

Почти все руды цветных и редких металлов являются полиметаллическими и представляют собой комплекс полезных минералов. Свинцово-цинковая промышленность базируется на использовании разных по составу полиметаллических руд. Особенность их переработки заключается в добыче, обогащении, выделении рудных ми-

нералов, получении разными методами металлов, рафинировании. Свинец и цинк широко применяются в различных сферах человеческой деятельности. Цинк используется главным образом (до 50%) в качестве антикоррозионных покрытий, для оцинкования поверхностей.

Значительное количество цинка потребляется в различного рода сплавах с добавкой алюминия, меди и магния, обладающих хорошими литейными качествами. Большое количество цинка расходуется на производство латуни. Цинк входит в состав мельхиора, антифрикционного и типографского сплавов, применяется при изготовлении аккумуляторных батарей. Оксид цинка используется для изготовления цинковых белил, в качестве наполнителя при производстве резины, в медицине и химической промышленности. Основное количество свинца (свыше 65%) используется для производства аккумуляторных батарей. Значительная часть идет на изготовление оболочек электрических кабелей. Свинец входит в состав различных сплавов (баббитов, типографских и др.). Соединения свинца идут на изготовление красителей (белил, сурика и др.). Ввиду относительно большой химической стойкости применяется в химической промышленности для изготовления различной аппаратуры, в электролизных ваннах на металлургических заводах. Благодаря способности поглощать радиоактивное излучение свинец используется в ядерной технике. Применяется также в военном деле для изготовления боеприпасов.

Свинец и цинк принадлежат к группе халькофильных элементов, среднее содержание в земной коре (кларк) свинца составляет 0,0016%, цинка – 0,0083%. В природе известно более 300 минералов, содержащих свинец, и более 140 – цинк. Главнейшими минералами свинца и цинка являются сульфиды, сульфосоли и карбонаты.

На долю главных минералов свинца (галенита) и цинка (сфалерита) приходится свыше 90 и 95% запасов и добычи соответственно.

Вследствие комплексного состава и относительно невысоких содержаний ценных компонентов руды полиметаллических месторождений подвергаются обогащению, преимущественно флотации. Недостатком является трудность разделения этим методом тонковковкрапленных свинцово-цинковых руд. Проблемы повышения технологических показателей, снижения себестоимости производства, улучшения экологии горно-обогатительных предприятий могут быть решены путем создания технологий, основанных на использовании различий нескольких физических свойств ценных компонентов. В связи с этим являются актуальными исследования с применением комбинированных технологий.

Целью данной работы является разделение свинцово-цинковой руды с использованием комбинации флотационного и магнитного методов обогащения. Объектом исследования является представительная проба свинцово-цинковой руды. Материал пробы в основном представлен обломками серого цвета размером 5-15 см, без видимой сульфидной рудной минерализации. Из сульфидов отмечается пирит, пирротин,

галенит и сфалерит. Размеры индивидуальных выделений сульфидов не превышают 1 мм, протяжённость прожилков достигает нескольких см. Из рудных минералов отмечаются галенит, сфалерит, пирротин. Галенит является главным рудным минералом пробы. В рудных образцах он образует пятна, линзочки, полоски, прожилки и неравномерную вкрапленность с размерами до 1-2 мм. Галенит проявляется в самостоятельных выделениях, но чаще в сростках со сфалеритом и пирротинном.

В отдельных образцах преобладает сфалерит, образуя пятна, прожилки и отдельную вкрапленность размером до первых сантиметров. Формы его зерен округлые, неправильные. Срастания сфалерита с сидеритом, галенитом, пирротинном и марказитом для крупных зёрен в целом простые, более тонкие выделения образуют тонко прорастающие агрегаты. Методом микрорентгеноспектрального анализа получено 10 замеров состава. Основными компонентами минерала являются сера, цинк и железо. Содержание Fe варьирует от 7,07 до 10,16 масс.%, в среднем составляя 8,31 масс%. Наиболее низкожелезистым является сфалерит, образующий каймы обрастания вокруг фрамбоидальных выделений пирита (рис. 16), а также сфалерит, замещающий выделения сидерита. Показательно, что для этого же образца характерны выделения сфалерита с максимальной зафиксированной железистостью. Это указывает на наличие двух генераций сфалерита: раннего (железистого), образующего зернистые формы выделения, и позднего, маложелезистого, образующего каймы и прожилки замещения в сидерите и по фрамбоидальному пириту. Распространённость второй генерации незначительна. Таким образом, данные по составу пробы позволяют нам обоснованно использовать магнитные методы для селекции сульфидов.

На исходной пробе были поставлены эксперименты с проведением коллективной флотации сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата на высокоградиентном магнитном сепараторе. Коллективную флотацию осуществляли при тонком измельчении (90% класса -0,074 мм) с целью полного раскрытия тонкопрорастающих минеральных фаз. Флотацию проводили с добавлением медного купороса в измельчение с целью активации свежееобразованной поверхности сфалерита, в качестве собирателя использовали ксантогенат, пенообразователя - Т-80, для повышения качества проводили три перечистки коллективного концентрата. После флотации коллективный концентрат, отмытый от реагентов, путем пропарки в среде сернистого натрия, отправляли на три стадии высокоградиентной сепарации при снижении напряженности магнитного поля в каждой стадии для перечистки магнитного продукта. В результате испытаний получен магнитный продукт (Zn концентрат), в который переходит сфалерит, с содержанием цинка 18,26% при извлечении его 43,41%, а в немагнитный продукт (Pb концентрат) переходит свинец с содержанием 67,2% при его извлечении 65,6%.

Таким образом, полученные данные свидетельствуют о возможности обогащения свинцово-цинковых руд с использованием комбинации флотационного и магнит-

ного методов обогащения. Низкое содержание цинка в концентрате обусловлено как тонкой вкрапленностью минералов, так и негативным влиянием примесей железа, которые повышают восприимчивость сфалерита к окислению и уменьшают адсорбцию ксантогената. Совершенствование полученных технологических показателей предполагается путем использования коллоидного гидроксида меди в качестве активатора сфалерита, в пульпе данный реагент сохраняет свойства и не образует осадок гидроксида меди, ввиду чего реагент активно воздействует на поверхность цинковых минералов, а так же увеличением числа перемесных операций высокоградиентной магнитной сепарации как магнитного так и немагнитного продуктови и использованием более тонкого материала в качестве носителя магнитного продукта (стальная вата, дробь крупностью 1мм).

***И.А.Матвеев, Н.Г. Еремеева***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия, danng@mail.ru

## **КРУТОНАКЛОННЫЙ КОНЦЕНТРАТОР**

Для полноты извлечения трудноизвлекаемого золота нами был предложен крутонаклонного концентратора, основанный на разделении материала по плотности в восходящем потоке пульпы по наклонной поверхности [1]. В концентраторе разделение материалов в объеме пульпы происходит по принципу равнопадаемости или гидравлической классификации, а на осадительной поверхности пакета пластин по принципу гравитационного разделения минералов по наклонной плоскости.

Крутонаклонный концентратор, представляет собой концентратор, состоящий из двух секций, одна из которых имеет форму параллелепипеда, наклоненного, относительно продольной вертикальной плоскости, и снабженного крутонаклонными пластинами с рифлями, отстоящими друг от друга на равном расстоянии, вторая секция с наклонными пластинами выполнена в виде раструба, ширина которого постепенно увеличивается по ходу пульпы, а высота соответственно уменьшается, где от начала секции установлены наклонные подвесные рифленые пластины, причем верхняя и нижняя пластины выполнены длиной до патрубка для удаления хвостов.

Были определены оптимальные параметры крутонаклонного концентратора: угол наклона хвостовой части не должен быть меньше  $45^{\circ}$ ; угол наклона рифлей -  $60^{\circ}$ , при поперечном угле наклона концентратора  $70^{\circ}$  достигается наибольшая степень сокращения, которая составляет 3,4 при извлечении тяжелых минералов в среднем 91,94%.

Эффективность извлечения концентрата существенно повышается при подаче дополнительной восходящей воды в камерах накопителях, при этом камеры, освобождаются от легких фракций (песка) и извлечение имитатора увеличивается до 77% [2].

Экспериментальные исследования показали, что в донной части концентратора происходит существенное накопление тяжелой фракции и это, в свою очередь, сказывается на степени сокращения и на качество концентрата. Изучалась возможность перечистки и сокращения предварительно обогащенного материала в донной части концентратора за счет изменения конструкции. Особое внимание уделено повышению качества концентрата и снижению забиваемости накопителей концентраторов.

Проведены серии экспериментов по выявлению оптимального режима перечистки концентрата в донной части крутонаклонного концентратора. Для сравнения результатов экспериментов использовали метод оценки эффективности обогащения. Чтобы подтвердить возможность обогащения золота были проведены эксперименты с использованием вольфрама в качестве имитатора золота (плотность 19,3). Было получено сокращение материала в 1,72 раза при 100% извлечении вольфрама, при увеличении сокращения 2,30 раза извлечение вольфрама падает до 73%.

По результатам экспериментальных данных, была рассчитана и сконструирована укрупненная лабораторная модель крутонаклонного концентратора. Предварительные испытания концентратора показали пониженное значение выхода концентрата при сокращении пробы 50-75%.

*Список использованные источники*

1. Пат. Российской Федерации № 2196005 МПК 7 В03 В 5/ 62, В01 D21/00. Крутонаклонный концентратор / Филиппов В.Е., Еремеева Н.Г., Слепцова Е.С., Саломатова С.И; заявитель и патентообладатель Ин-т горн. дела Севера им. Н. В. Черского СО РАН.- №2001101048/03 заявл. 11.01.01; опубл. 10.01.03, Бюл. №1.
2. Еремеева, Н.Г. Обогащение песков, содержащих тонкое и мелкое золото в крутонаклонном концентраторе / Н.Г. Еремеева, И.А.Матвеев, А.М.Монастырев // Горн. информ.-аналит. бюл.– 2011. – № 10. – С. 252 - 256.

***Г.А. Бикбаева***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия, GulnaraBiKbaeva@yandex.ru

**ФАКТОРНЫЙ АНАЛИЗ ГАЛЬВАНОКОАГУЛЯЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД**

Среди известных методов очистки сточных вод с извлечением тяжелых металлов широко распространен метод гальванокоагуляции. В связи с назревшей проблемой утилизации жидких и твердых отходов горно-металлургической отрасли Южного Урала появились предпосылки провести ряд исследований в области гальванокоагуляции, где в качестве гальванопары применялся отход переработки цинковых концентратов – лежалый медистый клинкер. Исследования велись на модельных растворах,

имитирующие подотвальные кислые сульфатные воды горно-металлургического предприятия. Проведенные исследования показали, что применение клинкера в качестве загрузки гальванокоагулятора возможно, при этом в осадок извлекаются ценные металлы (медь, цинк, железо) и на выходе очищенная вода.

Далее работа была направлена на изучение оптимальных значений различных факторов, влияющих на эффективность гальванокоагуляционного извлечения металлов. В качестве доминантных факторов для регулирования эффективности очистки были выбраны следующие: соотношение магнитной и немагнитной фракций клинкера (М:Н), время обработки раствора, величина рН исходного раствора, исходная концентрация металлов в растворе. Именно эти факторы определяют селективность извлечения меди и цинка из сульфатных растворов, что было установлено ранее проводимыми исследованиями. Для получения математической модели с целью эффективного извлечения меди методом гальванокоагуляции был спланирован эксперимент по этим четырем факторам (метод Бокса-Хантера).

Совместное вовлечение жидких и твердых отходов для взаимообогащения участвующих в процессе фаз разными ценными компонентами, концентрирования компонента в одной из фаз за счет аккумулятивной способности твердой или выщелачивающей способности жидкой фазы является перспективным решением для переработки гидроминеральных ресурсов. Данный подход позволяет получить интегральный экономический и экологический эффекты.

***А.С. Комлев***

ООО «Таилс КО», г. Екатеринбург, Россия, tails2002@inbox.ru

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОНТРОЛЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В ПРОЦЕССАХ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ СЫРЬЯ**

Комплексный подход к переработке минерального и нетрадиционного сырья предполагает применение совокупности различных методов обогащения и использования многооперационных схем для извлечения всего перечня ценных компонентов, содержащихся в сырье. Практическая реализация схем обогащения многокомпонентного сырья предполагает контроль каждого из ценных компонентов на различных этапах процесса. На сегодняшний день большое внимание уделяется природоохранным мероприятиям, неотъемлемой частью которых является строгий учет потерь ценных компонентов с хвостами обогащения. Помимо этого, для оценки экономической эффективности переработки сырья необходима информация о массах ценных компонентов в товарных продуктах. На этом основании точный контроль массовой доли ценных компонентов в продуктах обогащения является основой системы управ-

ления процессами комплексной переработки сырья. Для управления процессами переработки и осуществления финансовых расчетов на горно-обогатительных предприятиях составляются технологический и товарный балансы. Исходными данными для расчета балансов являются измеренные величины массовой доли ценных компонентов в продуктах обогащения, получаемые в результате опробования.

При переработке различных видов сырья наибольшее распространение получили мокрые методы обогащения, поэтому для составления балансов опробованию в большинстве случаев подвергаются потоки пульпы. Наибольшее распространение получило ручное и механизированное опробование потока пульпы в точке свободного перелива из транспортной магистрали способом периодического поперечного пересечения. При достаточной универсальности и широком распространении указанный способ опробования потока пульпы в ряде случаев либо не обеспечивает необходимой представительности, либо невозможен по техническим причинам [1].

Для решения задачи представительного опробования потоков пульпы коллективом ООО «Таилс КО» разработана станция опробования пульпы типа «СОП-1П» [2]. Станция опробования предназначена для отбора и сокращения проб от потоков пульпы в трубопроводах и формирования накопленных проб необходимого объема за контрольный период. Реализованный в станции опробования способ получил название непрерывного продольно-поперечного пересечения потока. Станция опробования состоит из щелевого пробоотборника (для отбора первичной пробы из потока пульпы в трубопроводе) и пробосократительного модуля (для сокращения первичной пробы и формирования накопленной объединенной пробы).

Принцип действия щелевого пробоотборника заключается в усреднении потока пульпы и выделении из него пробы методом непрерывного полного продольного пересечения. Усреднение достигается за счет движения опробуемого потока последовательно через сужающую и расширяющую камеры щелевого пробоотборника, в результате чего происходит кратковременное увеличение скорости потока и перепад давления, что приводит к ликвидации неоднородности потока пульпы в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Отбор пробы выполняется щелевым отсекателем, установленным по оси потока в вертикальной плоскости. Отсекатель в продольном и поперечном сечении имеет форму трапеции, что обеспечивает свободное отведение отобранной пробы без возникновения гидравлических подпоров и выброса части пробы из отсекателя. Перечисленные технические решения обеспечивают представительный отбор пробы от потока с учетом колебаний массовой доли ценных компонентов, производительности потока и плотности пульпы. Применением непрерывного пересечения потока решается важная задача повышения представительности опробования за счет снижения величины случайной погрешности и снижения вероятности возникновения вероятной систематической погрешности (ВСП).

Пробосократительный модуль состоит из секторного пробоотборника и сократи-

теля потока типа «СОД-2» (Патент РФ № 2347205, ТУ 3132-001-12282200-2008 с изм. № 1). Отбор точечных проб от потока первичной пробы осуществляется секторным пробоотборником с частотой 30 отборов в минуту способом периодического поперечного пересечения. Сократитель потока формирует накопленную пробу способом непрерывного продольно-поперечного пересечения. В результате обеспечивается высокая представительность формирования накопленной пробы. По опыту внедрения станций опробования на обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-цинковые и золотосодержащие руды, было установлено снижение случайной и систематической погрешностей накопленных сменных проб по сравнению с применявшимся ранее оборудованием и способами опробования, а также значительное снижение вероятности возникновения вероятной систематической погрешности. В табл. 1 показаны результаты расчета показателей представительности опробования хвостов переработки медно-цинковой руды при помощи ковшового пробоотборника (пересечение потока один раз в 30 мин), системы «ковшовый пробоотборник – сократитель» (пересечение потока один раз в пять минут с последующим сокращением) и станции опробования (непрерывное продольно-поперечное пересечение потока). В табл. 2 приведены показатели относительного снижения невязки товарного баланса обогатительных фабрик после их оснащения станциями опробования (для опробования хвостов обогащения).

Таблица 1

Результаты расчета показателей представительности опробования для различных типов оборудования (для различных способов опробования)

Показатели представительности опробования, %	Ковшовый пробоотборник		Система «ковшовый пробоотборник-сократитель»		Станция опробования пульпы типа «СОП-1П»	
	Медь	Цинк	Медь	Цинк	Медь	Цинк
Относительная случайная погрешность	14,29	14,88	5,86	6,18	0,73	1,40
Относительная ВСП	18,35	21,94	18,35	21,94	17,35	27,62
Вероятность появления ВСП	21,10	21,10	4,31	4,31	0,79	0,72

Приведенные в таблицах результаты наглядно демонстрируют преимущества предложенного способа непрерывного продольно-поперечного пересечения потока. Значительно снизилось расчетное значение случайной погрешности опробования (до 8 раз по меди и 4,4 раза по цинку) и существенно уменьшилась вероятность возникновения ВСП (в 5,5 и 6 раз по меди и цинку соответственно).

По результатам применения станций опробования на обогатительных фабриках при переработке медно-цинковых руд снижение указанных величин привело к относительному уменьшению значения невязки товарного баланса: по меди до 29,6% и по цинку до 33,2%. Для золотоизвлекательной фабрики относительное уменьшение невязки товарного баланса составило 34,4%. При этом динамика изменения знака невязки в обоих случаях приблизилась к требованиям нормативной документации [3].

Таблица 2

Относительное снижение невязки товарного баланса обогатительной фабрики при внедрении непрерывного продольно-поперечного способа опробования

Наименование ценного компонента	Величина относительного снижения невязки товарного баланса, % отн.	
	Для положительных значений	Для отрицательных значений
Обогащение медно-цинковых руд		
Медь	21,1	29,6
Цинк	20,7	33,2
Обогащение золотосодержащих руд		
Золото	30,5	34,4

Опыт эксплуатации станций опробования на обогатительных фабриках продемонстрировал их высокую надежность, простоту обслуживания и низкие эксплуатационные затраты. Количество человеко-часов на текущее обслуживание станции опробования по сравнению с ковшовым пробоотборником сократилось в три раза, затраты на комплектующие и запасные части – более, чем в два раза.

Предложенный способ непрерывного продольно-поперечного пересечения потока и реализующая его станция опробования пульпы типа «СОП-1П» позволяют провести комплексное совершенствование процесса опробования в части увеличения точности контроля ценных компонентов в продуктах обогащения, снижения невязки товарного баланса и повышения эксплуатационной надежности пробоотборного оборудования.

*Список использованных источников*

1. Козин В. З. Опробование минерального сырья: научная монография / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. – 316 с.
2. Станция опробования пульпы типа «СОП-1П». Руководство по эксплуатации. Екатеринбург: Таилс КО, 2010. – 54 с.
3. Правила охраны недр при переработке минерального сырья / Госгортехнадзор РФ // Постановление № 70 от 06 июня 2003 г. – 8 с.

***Т.В. Башлыкова, Е.А. Аширбаева, Ю.Ю. Фищенко, М.В. Пинясов***

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия  
ООО «НВП Центр-ЭСТАгео», г. Москва, Россия

## **БАКТЕРИАЛЬНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ТРУДНООБОГАТИМЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД**

В последнее время при переработке труднообогатимых руд все более широкое применение находят «нетрадиционные» способы, в частности, бактериальное выщелачивание. В качестве выщелачивающего агента применяются микроорганизмы, наи-

большее использование получили бактерии *Ac. ferrooxidans* и *Ac. Thiooxidans*.

К основным преимуществам бактериального выщелачивания можно отнести простоту в управлении процессом, минимальное воздействие процесса на окружающую среду, относительно низкие капитальные затраты, возможность вовлечения в переработку труднообогатимого и техногенного сырья.

Основные недостатки биовыщелачивания обуславливаются сравнительно низкой скоростью выщелачивания металлов (по сравнению с традиционной гидрометаллургией и пирометаллургией), а также возможным повышением дренажа кислых вод, что при недостаточном контроле может привести к избыточному закислению окружающих грунтов.

Авторами изучалась проба силикатной руды, представленная серпентином (хризотил-асбест, антигорит) - 73,68%, хлоритом - 9,86%, амфиболами - 2,95%, пироксенами - 2,61%.

Содержание сульфидов (пентландита, минералов меди) составляет 1,11%, магнетита – 6,96%.

Данная руда характеризуется присутствием значительного количества хризотил-асбеста, обладающего высокоразвитой поверхностью и повышенной сорбционной активностью, а также наличием различных по качеству сростков пентландита с магнетитом преимущественно закрытого типа.

Главным ценным компонентом пробы является никель, присутствующий как в сульфидной, так и в силикатной форме. Содержание никеля в руде не превышает 0,3-0,4%, меди 0,049%, кобальта 0,016-0,031%. Основное количество никеля в пробе связано с пентландитом.

Основные проблемы при выборе процесса обогащения обусловлены очень тонкой вкрапленностью рудных минералов, наличием части никеля в силикатной форме (при низком его содержании в исходной руде), присутствием в составе руды значительного количества (до 40-60%) хризотил-асбеста, не позволяющего вести процессы в водной среде.

Сухие методы обогащения с целью выделения хризотил-асбеста также неэффективны из-за значительных потерь никеля с промежуточными продуктами каждой перемешивающей операции.

Эффективность переработки медно-никелевых руд, содержащих хризотил-асбест, механическими методами обогащения минимальна. Гидрометаллургические методы, в том числе сернокислотное выщелачивание исходной руды, дают ничтожно малое извлечение никеля в раствор, имеющий гелеобразное состояние (из-за образующейся кремнекислоты).

Присутствие в породах различных генераций пентландита, тонкая вкрапленность зерен не дает полного извлечения ценного компонента обычными гравитационно-магнитными методами. Для флотационного обогащения основную трудность соз-

дает необходимость тонкого измельчения руды для селективного раскрытия никельсодержащих фаз, а также наличие нефлотируемой ксантагенатом силикатной фазы никеля, что приводит к неизбежным потерям ценного компонента.

Авторами изучалась возможность извлечения цветных металлов различными способами бактериального выщелачивания. Экспериментальным путем из руды месторождения выделен собственный биоценоз, и получена активная ассоциация микроорганизмов, экологически и генетически адаптированная к вещественному составу.

В ходе опытов было установлено, что хризотил-асбест не влияет на эффективность процесса бактериального выщелачивания, его повышенное содержание в данном случае можно отнести к благоприятным факторам, так как в слабокислых средах он одномоментно «набухает», а затем постепенно растворяется, тем самым обеспечивая больший доступ бактерий-металлургов к никельсодержащим фазам.

Максимальное извлечение никеля (до 80,71%) получено на пробах с наиболее высоким содержанием хризотил-асбеста.

Минералогическим мониторингом установлена последовательность выщелачивания минеральных фаз: серпентин-пентландит-халькопирит-магнетит, обусловленная кристаллохимическими особенностями минералов и парагенетической ассоциацией, которую они образуют в руде.

Использование бактериального комплекса СоН-11, полученного экспериментальным путем, при проведении опытов в различных вариантах позволило получить извлечение в продуктивный раствор: никеля – 50,00-94,87%, меди – 26,00-67,35%, кобальта – 38,71-70,87%.

Исследования кучного выщелачивания проводились при различной крупности материала. Максимальное извлечение никеля, меди и кобальта было получено при биовыщелачивании материала крупностью -5 мм, но в данном варианте отмечалась повышенная «слеживаемость» руды и снижение проницаемости раствора.

Продолжительность процесса выщелачивания при крупности материала -20 мм значительно увеличивается. Оптимальная крупность руды, укладываемой в штабель, установлена опытным путем и составила -10 мм.

Для изученной необогатимой традиционными способами медно-никелевой руды рекомендованный способ реализации в промышленности - кучное бактериальное выщелачивание. Продолжительность процесса биовыщелачивания руды кучным способом составит от 12 до 18 месяцев, при этом прогнозируемое извлечение никеля при его исходном содержании от 0,4% составит не менее 80%.

Предлагаемая технология кучного бактериального выщелачивания является устойчивой к изменению вещественного состава руды, позволяющей извлекать все фазы цветных металлов, экологически безопасной и экономически выгодной.

**Н.В. Николаева, В.Н. Бричкин, О.А. Дубовиков**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования "Национальный минерально-сырьевой университет "Горный", г. Санкт-Петербург, Россия, nadegdaspb@mail.ru

## **ВОЗМОЖНЫЕ ПУТИ ОБОГАЩЕНИЯ ВЫСОКОКРЕМНИСТЫХ ХРОМСОДЕРЖАЩИХ БОКСИТОВ МЕТОДОМ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ**

Для производства 38 млн. тонн первичного алюминия требуется переработать 210 млн. тонн бокситов, но при этом образуется 85 млн. тонн отходов [Den Hond R. Mud-to-money: minimize bauxite residue, maximize profits // Alum. Int. Today. – 2007. – 19. - №6. pp. 16-18]. По прогнозам к 2015 году производство алюминия достигнет более 55 млн. тонн, что потребует уже 124 млн. тонн глинозема и 342 млн. тонн боксита [Russian reform rears an aluminium giant / Volynets Artem. Mining J. – 2008. №19 Sept. pp. 16-18].

Развитие глинозёмной промышленности России должно ориентироваться на собственные источники сырья, существенно отличающиеся по основным характеристикам от тех, на которых развивалась и развивается мировая глинозёмная промышленность [Научные исследования и опыт проектирования в металлургии лёгких металлов / Н.А. Калужский // М.: Металлургия, 1981. - 160с.] и будет связано с промышленным использованием во все возрастающем объеме низкокачественных бокситов. В тоже время недостаточная комплексность добычи и переработки, извлекаемых полезных ископаемых приводит к потерям до 20-30% учтённых в недрах запасов [Ловырева В.А. Рациональное использование МСБ-важнейшее направление обеспечения экономической безопасности России // Доклады 9 Международной конференции 14-17 апр. 2009. МГГРУ – М, Т.3: Новые идеи в науках о Земле. – 2009. - С. 148.]. Поэтому важнейшей задачей рационального природопользования является совершенствование технологических процессов с целью создания безотходных технологий и исключение выбросов в атмосферу, воду и хвостохранилища.

Уже сейчас при переработке бокситов Северной Онеги способом спекания происходят технологические сбои, связанные с недостаточным качеством спеков, окислением хрома в процессе спекания и загрязнением его водорастворимыми соединениями технологических растворов, воздуха и красного шлама. Это вполне закономерно, так как и при переработке хромита реализуется окислительный обжиг при 1100-1200°C с содой и доломитом. Соединения Cr (VI) обладают местным и общетоксичным действием, вызывая поражения органов дыхания, кожного покрова, слизистых оболочек, желудочно-кишечного тракта [Химическая энциклопедия / под ред. Н.С. Зефирова – М.: Большая Российская энциклопедия, 1998. – Т. 5. – С. 610-611.].

Для исследования возможных путей переработки высококремнистых, хромсодержащих бокситов Северной Онеги были выбраны бемит-каолиновые бокситы

Иксинского месторождения (табл. 1). Кристаллооптический анализ бокситов дал следующий минералогический состав в порядке убывания: бемит, каолинит, гиббсит, целолит, кварц, слюда, кальцит, полевоы шпат, турмалин, органические остатки. Из рудных непрозрачных минералов – минералы группы хромшпинелидов и железосодержащие минералы.

Таблица 1

Вещественный состав североонежских бокситов

Проба	Содержание, % <sub>(масс.)</sub>								Кремниевый модуль $\mu_{Si}$
	П.П.П.	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	
1	16,60	51,40	17,80	7,10	0,58	3,10	1,30	0,80	2,89
2	16,45	53,94	18,75	4,35	0,60	4,30	1,21	-	2,88
3	17,94	51,16	18,00	4,71	0,40	3,00	1,06	0,74	2,84

Рентгенофазовый анализ позволил установить следующий минералогический состав: бемит, гиббсит, каолинит, гидрослюда, хлорит или монтмориллонит, анатаз, сильно дисперсный хромит. Минералы перечислены в порядке уменьшения их содержания.

Из хромсодержащих минералов присутствует хромшпинелид с отражением  $d=2,06 \text{ \AA}$ , других хромсодержащих минералов при этом не наблюдается. Можно предположить, что в результате гипергенеза и метаморфических изменений сформировался рентгеноаморфный хромсодержащий продукт. Нельзя отрицать и образование твердых псевдорастворов [Бетехтин А.Г. Курс минералогии // М.: Госгеолтехиздат, 1961. – 539 с.], когда в виде механической тонкодисперсной примеси хромшпинелиды входят в состав ряда минералов.

На основании микронзондового анализа [Синьков Л.С. Минералоготехнологические исследования североонежских бокситов с целью повышения комплексности их использования. Автореф. дисс. на соискание степени к.т.н. СПб.: СПГГИ, 1997. 20 с.] были получены результаты содержания оксида хрома в минералах:

Минерал	Бемит	Гиббсит	Каолинит	Гетит	Гематит	Магнетит	Хромит
Содержание Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , % <sub>(масс.)</sub>	0,259-	0,108-		0,608-	0,444-	0,389-	59,449-
	-0,676	-0,212	до 0,483	-1,024	-3,423	-0,985	-63,248

Составленный баланс распределения хрома по минералам - носителям показал, что 48% приходится на долю алюмохромита. Порядка 10% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> изоморфно входит в состав каолинита, до 25% связано с бемитом и гиббситом, а 15-17% сконцентрировано в минералах железа. Так же в руде, кроме алюмохромита были обнаружены хромпикотит, хромсодержащие алюмогетит и магнетит [Еремин Н.И., Климентенок Г.Н., Вайнштенкер И.А. Разработка технологии комплексной переработки бокситов // Известия ВУЗов. Цветная металлургия. -1982. - №5. – С. 34-36].

В основной массе хромшпинелиды немагнитны, лишь иногда слабомагнитны. Значительная степень магнитности наблюдается редко у разновидностей наиболее обогащенных  $Fe_2O_3$ .

Магнетит, который в нашем случае содержит  $Cr_2O_3$ , напротив сильномагнитен. На основании этого, нами было проведено исследование снижения содержания хрома в североонежских бокситах с использованием магнитной сепарации.

Боксит измельчался, после чего на воде при отношении Ж:Т=3:1 готовилась пульпа для сепарации. Через рабочую ячейку полиградиентного магнитного сепаратора пропускали пульпу, магнитный продукт промывался водой и после размагничивания смывался. Немагнитная фракция подвергалась перечистке. Пульпу полученных продуктов фильтровали, сушили, определяли выход и подвергали химическому анализу.

Основная масса железосодержащих минералов обладает слабыми магнитными свойствами. У гетита эта величина крайне низкая, несколько выше магнитная восприимчивость у гематита.

Быстрее притягиваются частицы более крупных размеров, а скорость извлечения зависит от напряженности магнитного поля.

При сепарации фракции минус 2,00 мм с увеличением тока сепаратора увеличивается и выход магнитного продукта без существенного повышения содержания  $Cr_2O_3$  и  $Fe_2O_3$ . Это происходит потому, что при увеличении магнитного поля сепаратора наряду с крупными зёрнами на рабочей ячейке успевают закрепиться и более мелкие зерна, содержание железа и хрома, в который хоть и превышает, но незначительно содержание их в исходном боксите. Это указывает на недостаточное раскрытие хром и железосодержащих агрегатов.

При увлечении напряженности магнитного поля, за счет извлечения мелких раскрытых зёрен, увеличивается содержание хрома и железа в магнитном продукте, аналогичное действие оказывает и более тонкое измельчение.

Критерием эффективности магнитной сепарации может служить отношение извлечения оксида хрома в магнитный продукт к выходу магнитного продукта численно равное тангенсу угла наклона линии тренда к оси абсцисс или сам угол наклона:

Фракция менее, мм	2,00	1,00	0,50	0,25	0,05
$tg \angle N = \frac{\text{извлечение} \cdot Cr_2O_3}{\text{выход} \cdot \text{магнит. прод.}}$	1,1519	1,6246	1,6421	2,0954	4,4895
$\angle N$	49,0°	58,3°	58,7°	64,5°	77,3°

При измельчении боксита менее 0,05 мм хромсодержащие минералы раскрыты почти полностью и при выходе магнитного продукта 6,1-6,2% извлечение оксида хрома в него составляет 25,2-32,0%, а снижение содержания оксида хрома в немагнитном продукте составило 23,3-28,3% (табл. 2).

Таблица 2

**Магнитная сепарация боксита Северной Онеги**

Фракция, мм	Операция	Ток анализатора, А	Продукт	Выход продукта, %	Содержа- ние, %		Извлече- ние, %		Снижение содержания Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , %
					Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
-0,05	сепарация	6	магнитный	6,10	13,50	2,50	19,61	25,41	23,33
	сепарация	6	немагнитный	93,90	3,50	0,46	78,25	71,99	
	сепарация	9	магнитный	6,16	13,10	2,46	19,21	25,25	23,33
	сепарация	9	немагнитный	94,84	3,60	0,46	80,43	71,94	
	сепарация	12	магнитный	6,20	15,43	3,10	22,78	32,03	28,33
	сепарация	12	немагнитный	93,80	3,60	0,43	80,40	67,22	

Предварительная магнитная сепарация позволяет удалить до 32% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> при относительно низком 6,1-6,2% выходе магнитного продукта, но и это полностью не решает проблемы.

**А.И. Матвеев, Н.А. Москвин**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия; andrei.mati@yandex.ru  
ОАО "Алмазы Анабара"

**ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ ПЕСКОВ В ОАО "АЛМАЗЫ АНАБАРА"**

Дочерняя компания ЗАО «АЛРОСА» ОАО «Алмазы Анабара» изначально занимается разработкой россыпных месторождений алмазов р. Маят Анабарской группы месторождений. В последнее время, в связи с передачей группы Эбеляхских месторождений (Анабарский ГОК), а также месторождения р. Молодо (слияние с ОАО «Нижнеленское») компания является крупным разработчиком россыпных месторождений алмазов в Якутии.

Изначально освоение месторождений связано с использованием традиционных отсадочных технологий по классам крупности. В последующем, развитие технологий связано с активным внедрением тяжелосреднего обогащения и рентгенолюминесцентной сепарации. Сепарация начала применяться для основной стадии обогащения.

Суровые условия эксплуатации сезонных обогатительных фабрик: небольшой срок работы сезона, отдаленность месторождений, диктуют свои условия для создания рациональных схем обогащения. В последнее время освоено внедрение модульных сортировочных установок, которые по сути являются технологически автономными установками, позволяющие высокоэффективно перерабатывать и сокращать

основную массу пустой породы практически по месту добычи исходных песков. Степень сокращения составляет до 50 раз в зависимости от содержания тяжелой фракции. Одновременно в сортировочных комплексах производится предварительная дезинтеграция и удаление илистых фракций и валунной части. Высокий уровень извлечения алмазов на основной стадии обогащения составляет тяжелосреднее обогащение (в среднем 99%) и рентгенолюминесцентная сепарация (для крупных классов извлечение достигает 98%). Расширение фронта сортировочных комплексов позволяет сосредоточить доводку концентратов в укрупненных цехах для обслуживания одновременно нескольких сортировочных комплексов. Такие доводочные фабрики реализуются на Анабарской группе месторождений (Гусиное, Исток, Эбелях), а также на месторождениях р. Молодо. Технологии доводочных операций предусматривают активное применение доводочных рентгенолюминесцентных аппаратов и магнитной сепарации.

***Е.Ю. Ракитина<sup>1</sup>, Н.Н. Гришин<sup>1</sup>, Ю.Н. Нерадовский<sup>2</sup>***

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, grishin@chemy.kolasc.net.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Геологический институт Кольского научного центра российской академии наук, г. Апатиты, Россия, nerad@geoksc.apatity.ru

## **ТЕРМОХИМИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ**

Комплексное использование минерального сырья является важнейшим требованием разработки месторождений полезных ископаемых. Возрастающий дефицит строительных и технических материалов требует поиска и освоения новых сырьевых ресурсов. Одним из наиболее доступных и эффективных источников сырья являются горнопромышленные отходы, запасы которых имеются повсеместно и исчисляются десятками миллионов тонн. Однако до настоящего времени они не находят достаточного применения. Уровень их использования у нас не превышает в стране 10 - 15% от общего объема отходов. Связано это с необходимостью решения ряда организационных, технико-экономических и технологических задач. В настоящее время предприятия и организации все больше заинтересованы в увеличении объемов утилизации отходов. С каждым годом проблема утилизации отходов становится все актуальнее, а огромнейшие залежи неиспользуемых промышленных отходов наносят губительный ущерб природе и всему живому на Земле [Макаров В.Н. Горнопромышленные отходы как сырье для производства строительных материалов. – Апатиты: Изд. КНЦ РАН, 1992. - С. 5.].

С целью создания и расширения рынка для высокотемпературных теплоизолирующих материалов нами разрабатывается технология бездоменного получения железа прямым восстановлением железосодержащего сырья. Температура металлургического процесса снижается при этом с 1700°C до 900 - 1300°C, что существенно уменьшает энергозатраты и выброс вредных веществ в атмосферу.

Существующие природные источники титанового сырья: ильменит, титаномагнетит – являются одновременно и потенциальными источниками загрязнений. Традиционные технологии выделения титановых продуктов (например, серноокислотная технология) встречают трудности по утилизации многотоннажных железосодержащих отходов. Организация переработки титанового сырья как комплексного титано-железистого, ориентированного на получение товарного железа и титанового концентрата, принципиально меняет ситуацию.

***В.Ф. Скороходов, Р.М. Никитин, И.А. Барабаш***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, [skorohodov@goi.kolasc.net.ru](mailto:skorohodov@goi.kolasc.net.ru), [remnik@yandex.ru](mailto:remnik@yandex.ru)

## **ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ НЕФЕЛИНОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

Действующая схема нефелинового производства второй обогатительной фабрики ОАО «Апатит», обеспечивает получение нефелинового концентрата с содержанием  $Al_2O_3$  не менее 28,5%. Однако, анализ работы нефелинового отделения показывает, что получение кондиционного нефелинового концентрата при высоких технико-экономических показателях в условиях непрерывно ухудшающегося качества поступающих в переработку руд является чрезвычайно сложной проблемой. Все внедренные мероприятия улучшают качество концентрата, но не решают проблему в целом.

Для испытаний была принята разработка Горного института КНЦ РАН, предусматривающая использование устройств приготовления и дозирования реагентов в виде активированных водных дисперсий воздуха (АВДВ) для активации темноцветных минералов и возможности повышения извлечения нефелина из хвостов апатитового цикла при обратной флотации нефелина.

Способ флотации руд в активированных водных дисперсиях воздуха включает приготовление однородной смеси воды, воздуха и реагента-собирателя и последующее смешивание ее с потоком минеральной суспензии, причем для максимальной активности газовых пузырьков газожидкостную смесь выдерживают до образования на поверхности пузырьков адсорбционного слоя реагентов близкого к предельному значению.

Для решения данной задачи в корпусе производства нефелинового концентрата АНОФ-2 была смонтирована установка для реализации, предлагаемой технологии. Принципиальная схема цепи аппаратов технологического комплекса для флотации нефелиновой руды на АНОФ-2 представлена на рисунке.

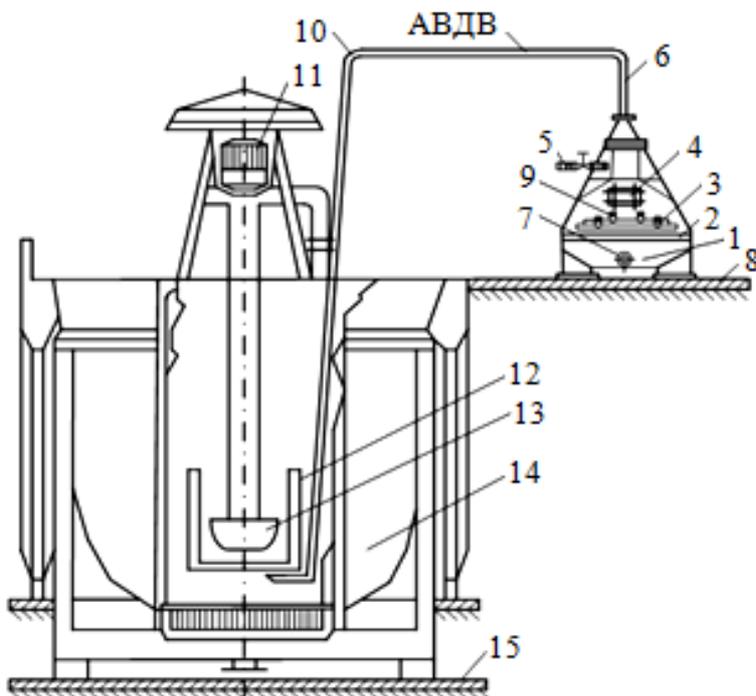


Рис. Схема подачи собирательной смеси с использованием устройств для приготовления и дозирования реагентов в камеру флотационной машины ОК-38: 1 - камера; 2 - корпус устройства АВДВ; 3 - воздушный регистр; 4 - смотровое окно; 5 - патрубок отбора поверхностно-активной смеси; 6 - сужающее устройство; 7 - сливное отверстие; 8 - фундамент устройства; 9 - регистр раствора ПАВ; 10 - трубопровод трансферта АВДВ; 11 - двигатель привода блока импеллера; 12 - статор; 13 - импеллер; 14 - корпус флотационной машины; 15 - фундамент флотационной машины.

Для сравнения результатов испытаний проводилось опробование обратной нефелиновой флотации при стандартном режиме подачи собирателя в технологический процесс. Определялось содержание  $Al_2O_3$  в питании нефелиновой флотации, в пенном и камерном продуктах основной флотации, флотационном нефелиновом концентрате, а также замерялся расход собирателя, подаваемого во все точки технологического процесса. Расход собирателя в среднем за весь период при работе одного сушильного барабана составил 4,43 кг/т, а при работе двух сушильных барабанов – 3,33 кг/т.

Содержание  $Al_2O_3$  в камерном продукте основной флотации в период испытаний новой технологии подачи собирателя в среднем составило за 45 смен 28,34%, практически такие же данные по содержанию  $Al_2O_3$  в этом продукте получены и при стандартном режиме подачи собирателя (28,37%  $Al_2O_3$ ). Снижение расхода собирателя в основную операцию в сравниваемых режимах колебалось от 36 до 56%, что в абсолютных единицах составляла до 1,24 кг/т.

Проведенный анализ позволил в период испытаний практически полностью отказаться от подачи собирателя в камеры контрольной флотации, что не сказалось на качестве конечной продукции. При этом уменьшение расхода собирателя по сравнению со стандартным режимом достигало 56,0%, в абсолютных единицах это состав-

ляло 2,2 кг/т. Данные по расходу собирателя в сравниваемых режимах представлены в таблице.

Таблица

Усредненные данные по расходу собирателя в сравниваемых режимах

Условия	Расход собирателя		
	Без АВДВ, кг /т	С АВДВ, кг/т	Разность, кг /т /%
1 сушильный барабан	4,43	3,02	1,41 / 32,0
2сушильныхбарабана	3,33	2,04	1,29 / 39,0

Передельный чугун, получаемый в доменном процессе, загрязнен фосфором, серой и другими примесями, поступающими из исходного сырья и кокса, поэтому требуются дополнительные затраты на их удаление. К тому же, дальнейшее развитие доменного производства сдерживается ограничениями в добыче коксующихся углей и получении кокса. С целью преодоления этих трудностей были разработаны бездоменные процессы прямого восстановления железных руд, концентратов и железосодержащих отходов (DRI - Direct Reduction Iron).

Нами разработана патенточистая технология карботермического и газового восстановления железосодержащих концентратов с получением порошка металлического железа [Пат. РФ № 2385962, МПК С 22 В 34/12, 34/22, 1/02, 5/10 (2006.01). Способ переработки железотитанового концентрата / Гришин Н.Н., Касиков А.Г., Ракитина Е.Ю., Нерадовский Ю.Н.; Учреждение Российской академии наук ИХТРЭМС КНЦ РАН - № 2008134927/02; заявл. 26.08.2008г.; опубл.10.04.2010г. Бюл. № 10]. Технология существенно расширяет сырьевую базу по железу, другим элементам, особенно, по такому важному стратегическому материалу как титан. Параллельно разрабатываются технологии, позволяющие с высокой эффективностью газифицировать твердые углеродсодержащие продукты с получением энергонасыщенного восстановительного газа. Соединение этих двух разработок позволяет создать установку, объединяющую в едином цикле восстановление природных оксидов железа с генерированием энергонасыщенного газа для энергетики. При этом существенно снижаются требования к химическому составу газовой компоненты. Первичный энергоноситель: некоксующийся уголь, торф, отходы древесины и т.д.

В России и за рубежом создан большой научный задел по разработке базовой технологии комплексной переработки бедного титанового сырья, в частности, титаномагнетитовых руд [Федосеев С.В. Стратегия воспроизводства минерально-сырьевой базы титановой промышленности. – Санкт - Петербург: Изд-во «Нестор», 2001. - 210 с.].

Разрабатываемый нами подход состоит в:

- быстром переводе системы в состояние эффективного протекания окислительно-восстановительных реакций;
- изучении окислительно-восстановительных процессов в системах, содержащих природные оксиды железа путем их визуализации и микронзондирования;

- проведении восстановительных процессов до состояния, необходимого и достаточного для выделения в самостоятельные фазы целевых компонентов: железа и полезных оксидов (титана, магния, алюминия, ванадия и др.);
- сопряжении окислительно-восстановительных процессов с генерированием восстановительного газа;
- максимальном использовании энергетических возможностей всего технологического цикла и реализации его энергетического потенциала в производстве электроэнергии для собственного и внешнего потребления.

Для наблюдения за превращениями исходных подсистем в процессах переработки железосодержащего сырья в высококачественный порошок железа нами использовались приемы технологической минералогии с привлечением как оптической микроскопии с визуализацией исходных и полученных структур с разрешением до 1 мкм, так и сканирующей микроскопии с микрозондовым анализом с разрешением до 100 нм. Это позволяло фиксировать стартовые движения подсистем на микро- и наноуровне и сопровождать протекающие превращения до требуемой степени преобразования микрофаз.

В существующей практике обогащенный концентрат окомковывают для предварительного восстановительного обжига, а полученные металлизированные окатыши плавят с получением ванадийсодержащего чугуна и титановых шлаков, которые подвергают дальнейшей переработке.

Настоящая разработка направлена на уменьшение энерго- и трудозатрат при подготовке спека к разделению на металлическую и оксидную фазы, восстановление железосодержащих компонентов, измельчение спека и разделении компонентов спека на металлическое железо и оксидную фазу с сохранением высокого качества целевого продукта – порошка металлического железа.

Нами введена подготовка шихты путем совместного помола компонентов, чем обеспечивается равномерное распределение компонентов шихты и частичная механоактивация компонентов. Измельчение спека проводили до среднего размера зерен железа  $\approx 0,2$  мм, что обеспечило наиболее эффективный процесс раскрытия зерен железосодержащего компонента.

Ниже  $900^{\circ}\text{C}$  наблюдалось неполное восстановление железа до металла. Выше  $1300^{\circ}\text{C}$  наблюдалась слишком активная ликвация и захват шариками  $\text{Fe}_{\text{мет}}$  трудно отделимых примесных включений. Измельчение спека после карботермического восстановления вели до средней крупности, соответствующей крупности частиц  $\text{Fe}_{\text{мет}}$  так, чтобы практически не оставалось ростков железа с невосстановленной оксидной фазой. Это возможно, во-первых, вследствие большей хрупкости оксидной фазы по сравнению с пластичным железом, а во-вторых, вследствие разупрочнения оксидной фазы под действием щелочного агента.

Методами технологической минералогии изучены процессы восстановления в природном зерне титаномагнетита с последующим пространственным разделением образующихся фаз и их консолидацией до макроразмеров.

Из титаномагнетитового концентрата ОАО «Апатит» получен порошок железа с содержанием  $Fe_{мет}$  98%, из которого выплавлен слиток с содержанием  $Fe_{мет}$  99.9%.

Параллельно получен порошок титанооксидного концентрата с содержанием  $TiO_2$  85% - прекурсор для лакокрасочной продукции и металлического титана.

Из железорудного концентрата Ковдорского ГОКа получен порошок железа с содержанием  $Fe_{мет}$  96.7%, из которого выплавлен слиток с содержанием 99.8%  $Fe_{мет}$ .

Из исходной руды дробильно-обогащительной фабрики ОАО «Олкон», г.Оленегорск получен порошок железа с содержанием  $Fe_{мет}$  80%, из железорудного концентрата получен порошок железа с содержанием  $Fe_{мет}$  92%.

*М.А. Найманбаев, М.Д. Кантемиров, Ж.К. Джурканов, А.Е. Абишева*

АО «Центр наук о земле металлургии и обогащения», г. Алматы, Республика Казахстан;  
madali\_2011@inbox.ru

## **ВЛИЯНИЕ СОДЫ НА ТВЕРДОФАЗНОЕ УГЛЕТЕРМИЧЕСКОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТЫМЛАЙ (ЮЖНЫЙ КАЗАХСТАН)**

Титаномагнетиты являются комплексным сырьем, из которого сочетанием методов пиро - и гидрометаллургии возможно извлечение в товарные продукты чугуна, титанового шлака и пентаоксида ванадия. Анализ литературных данных показал, что титаномагнетиты, в отличие от железорудных концентратов, имеют некоторые специфические свойства, негативно влияющие на их восстановительно-плавильный передел:

Ввиду тугоплавкости высокотитанистых титаномагнетитовых концентратов (ТМК), они не могут проплавляться в доменных печах, но перспективным может быть прямое их восстановление по методу ITmk-3 или двухстадийным руднотермическим восстановлением.

Исследования двухстадийного углетермического восстановления Тымлайского концентрата ( $Fe$ -54,7;  $TiO_2$ -13,97%) в печи Таммана проводились в 2012 г. в ИМЕТ им. Байкова АН РФ. Концентрат состоял на ~65% из титаномагнетита, ~25% ильменита и около 7% нерудных минералов. Была показана возможность восстановления железа при 1250°C за 40-45 мин. до 95%. Последующей плавкой при 1550-1600°C достигнуто разделение восстановленного продукта на чугун с выходом 53,5% и шлак с выходом 27,4% и содержанием  $TiO_2$ -59,63%.

Известны работы по применению в процесс восстановления титаномагнетитов

щелочных добавок, ускоряющих процесс восстановления железа, снижающих температуру плавления шлака и способствующих лучшему разделению металла и шлака.

В данной работе продолжено изучение влияния содовых добавок на углелетермическое восстановление на примере тымлайских высокотитанистых концентратов в условиях приближенных к процессу Fastmet в подовой вращающейся печи (ПВП).

Концентрат имел следующий химический состав, % вес.:  $Fe_{\text{общ}}$ -52,41;  $Al_2O_3$ -2,5;  $SiO_2$ -4,52;  $CaO$ -0,15;  $MgO$ -3,33;  $TiO_2$ -16,06;  $V_2O_5$ -0,36;  $MnO$ -0,47;  $S$ -0,021;  $Cr_2O_3$ -0,03;  $P_2O_5$ -0,029. В качестве восстановителя использовали шубаркольский спецкокс от ТОО «Сары-Арка Спецкокс» с влажностью 17,9%; зольностью-4,0% и летучими-5,8%; флюсующей добавкой служила кальцинированная сода ( $NaCO_3$ ) марки «хч».

Навеску 20 г. концентрата крупностью -0,063 мм смешивали с заданным количеством соды и измельченного до крупности -0,16 мм 3,66г. спецкокса, смесь усредняли в керамической ступке, затем в виброистирателе, замешивали на мелассе, разведенной в воде в отношении 1:1 и с помощью прессформы изготавливали брикеты размером d-19\*19 мм, которые высушивали при 130°C.

Сухие брикеты по 3 шт. помещали в графитовый тигель на «постель» из спецкокса, тигель опускали на графитовую подставку в центре печи Таммана, предварительно разогретой до температуры 1250°C. В течение первой минуты температура падала до ~1100°C, затем за 12 мин. равномерно поднималась до 1250°C, после чего печь отключали. Спеки охлаждали в печи до комнатной температуры с подачей Ar под верхнюю пробку печи, затем измельченными сдавали на рентгенофазовый и химический анализы.

РФА проводился с помощью съемки на аппарате D8 Advance (BRUKER),  $\alpha$ -Cu, напряжение на трубке 40/40, обработки полученных дифрактограмм с помощью программы EVA evolution и расшифровки фаз по программе Search/match с использованием базы данных карточек ASTM. Результаты представлены на рис. 1, 2 и в таблице.

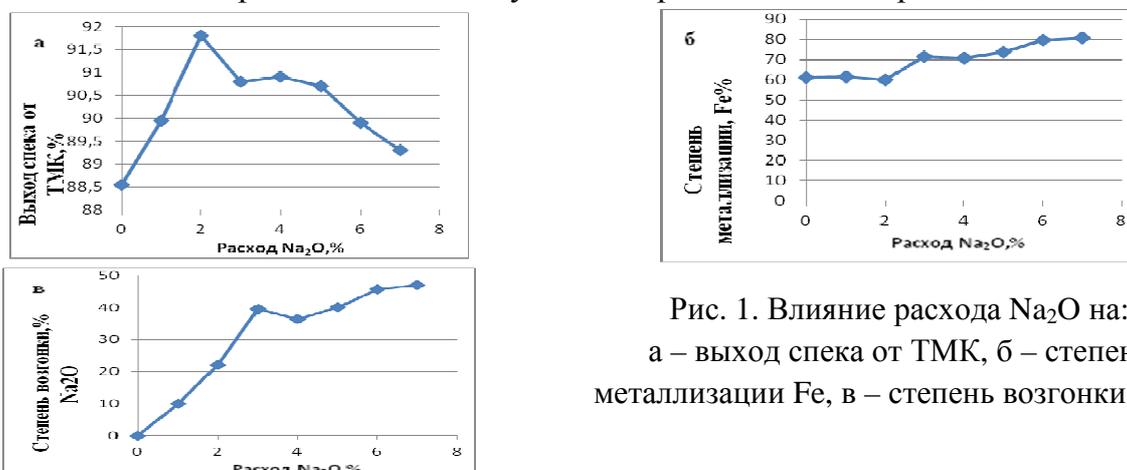


Рис. 1. Влияние расхода  $Na_2O$  на:  
а – выход спека от ТМК, б – степень металлизации Fe, в – степень возгонки  $Na_2O$

Как видно из рис. 1, выход спека от ТМК вначале при расходе  $Na_2O$  до 2% растет (рис. 1 а) от 88,5 до 90%, при этом степень металлизации железа (рис.1б) остается

практически на одном уровне ~ 61%, но начиная с расхода  $\text{Na}_2\text{O}$ -3% выход спека непрерывно уменьшается до 89,3%, а степень металлизации железа возрастает, достигая 80,64% при расходе  $\text{Na}_2\text{O}$ -7%.

По мере увеличения расходы соды непрерывно растет степень ее возгонки и при расходе  $\text{Na}_2\text{O}$ -7% достигает почти 50% (рис.1 в). Это является негативным моментом содовой добавки, поэтому оптимальный расход  $\text{Na}_2\text{O}$  составляет не более 3-5%.

На рис. 2 приведены фотографии восстановленных брикетов (спеков). При отсутствии содовой добавки (рис.2 а) спеки имеют темно-серый цвет восстановленного тонкодисперсного железа. При расходе  $\text{Na}_2\text{O}$ -3% (рис. 2б) на фоне спека видны мелкие шлаковые «росинки» выплавившихся алюмосиликатов натрия. Эти «росинки» увеличиваются в размере при расходе  $\text{Na}_2\text{O}$ -5% (рис.2в) и при  $\text{Na}_2\text{O}$ -7% (рис.2г).

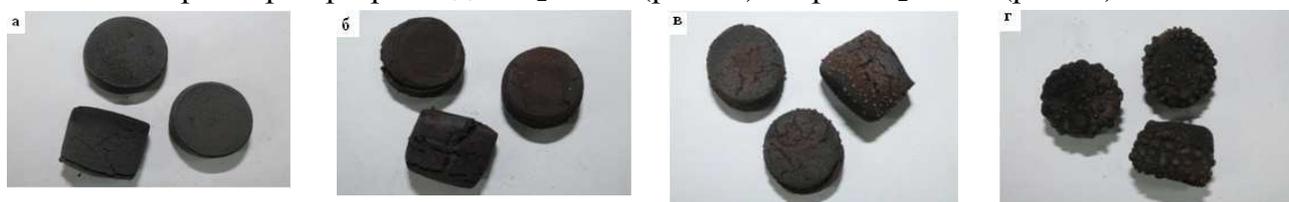


Рис. 2. Вид спекшихся брикетов, при 0 (а), 3 (б), 5(в) и 7%-ной (г) добавке  $\text{Na}_2\text{O}$ .

Таблица

Рентгенофазовый анализ продуктов восстановления

Минерал, формула	Содержание минерала,% при расходе $\text{Na}_2\text{O}$ ,%						
	1	2	3	4	5	6	7
Железо синт. Fe	37,9	37,9	52,4	29,5	27,8	15,5	14,1
Гематит $\text{Fe}_2\text{O}_3$	27,7	27,7	-	-	-	-	-
Ильменит $\text{FeTiO}_3$	14,2	14,2	19,7	12	-	-	5,3
Мг-ильменит $\text{Mg}_{0,208}\text{Fe}_{0,955}\text{Ti}_{0,833}\text{O}_3$	-	-	-	-	10,3	12	-
Магнетит $\text{Fe}_3\text{O}_4$	11,3	11,3	15,6	8,8	-	6,7	3
Анатаз синт. $\text{TiO}_2$	8,9	8,9	12,3	-	-	-	-
Алюмосиликат Na $\text{NaAlSiO}_4$	-	-	-	-	30,4	-	-
Алюмосиликат Na $(\text{Na}_2\text{O})_{0,33}\text{NaAlSiO}_4$	-	-	-	-	-	-	22,3
Алюмосиликат Na $(\text{Na}_6\text{Al}_4\text{Si}_4\text{O}_{17})$	-	-	-	16,5	-	-	9,1
Алюмосиликат Na-Mg $\text{Na}_3\text{MgAlSi}_2\text{O}_8$	-	-	-	33,3	-	35,7	15,9
Фаялит $(\text{Fe}_{0,769}\text{Si}_{0,231})(\text{Fe}_{0,975}\text{Si}_{0,025})_2\text{O}_4$	-	-	-	-	8,4	-	-
Железотитанат Na $\text{Na}_{0,79}(\text{Fe}_{0,8}\text{Ti}_{1,2}\text{O}_4)$	-	-	-	-	-	30,1	13,4
Магнийтитанат Na $\text{Na}_{0,9}(\text{Mg}_{0,45}\text{Ti}_{1,55}\text{O}_4)$	-	-	-	-	-	-	17
Гейкилит $\text{MgTiO}_3$	-	-	-	-	23,1	-	-

По данным рентгенофазового анализа (табл.), в первых двух спеках обнаружен гематит. Учитывая отсутствие гематита в исходном концентрате, это можно объяснить вторичным окислением тонкодисперсного железа, что наблюдается в практике получения металлизированных окатышей.

Отсутствие гематита в последующих спеках является результатом укрупнения тонкодисперсного железа на фоне разжижающего действия соды на шлак.

Таким образом, и это существенно, добавки щелочей в шихту металлизации железных руд могут ингибировать вторичное окисление металлизированных окатышей.

По мере увеличения содержания  $\text{Na}_2\text{O}$  в брикетах, растет количество алюмосиликатов натрия и при  $\text{Na}_2\text{O}$ -4% и выше они обнаруживаются на рентгенограммах, в том числе сложный алюмосиликат натрия-магния.

Начиная с расхода  $\text{Na}_2\text{O}$ -6% на рентгенограммах обнаруживаются железонатриевые и магнийнатриевые титанаты, образующиеся при взаимодействии  $\text{Na}_2\text{O}$  с ильменитом и гейкилитом.

Для использования на практике каталитического влияния содовой добавки можно рекомендовать расход  $\text{Na}_2\text{O}$  не более 3-5%.

***В.И. Рождествина<sup>1</sup>, А.П. Сорокин<sup>1,2</sup>, В.М. Кузьминых<sup>2</sup>, О.А. Фефелова<sup>1</sup>***

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия; science@ascnet.ru,

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Амурский научный центр Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Благовещенск, Россия; amurinc@ascnet.ru

## **РАЗРАБОТКА ОСНОВ КОМПЛЕКСНОГО ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ С ПОПУТНЫМ ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЦЕННЫХ И ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ \***

Уголь является энергетическим сырьем, нередко содержащим ценные и полезные, а также вредные и опасные элементы-примеси в высоких концентрациях. Элементы-примеси в органическом (ОВ) и неорганическом (НОВ) веществе углей могут быть представлены рассеянными атомарными формами и дисперсными минеральными фазами.

В процессе горения в зависимости от форм химических взаимодействий в локальных микроразонах и размерных критериев частиц, содержащиеся в углях ценные, полезные, вредные и опасные компоненты частично остаются в топочных золошлаках, транспортируются с золами уноса, которые, не смотря на многоступенчатые сис-

---

\* Исследования выполнены при поддержке Президиума ДВО РАН и РФФИ (проекты 11-05- 98510, 12-1-0-ОНЗ-02, 12-1-П27-03).

темы очистки дымов, используемых на ТЭЦ (циклоны (грубая фракция), электростатические и тканевые рукавные фильтры (более мелкая фракция)), в значительных количествах в виде газов, жидких и твердых частиц уносятся с дымом в атмосферу, рассеиваясь на значительной территории.

Принято считать, что наиболее опасной в экологическом отношении частью выбросов ТЭЦ являются эмитируемые ультрадисперсные твердые частицы токсичных и потенциально опасных элементов, которые легко переносятся с воздушными потоками, оседают на частицах пыли и попадают в легкие человека при дыхании, нанося существенный вред его здоровью.

Золошлаковые отходы гидравлическим способом перемещаются в золоотвалы. Вода при этом имеет высокую степень минерализации, существенно загрязнена углеводородами, содержит ультратонкую устойчивую эмульсионную взвесь, отделение которой связано со значительными технологическими трудностями. Воду также используют и при обогащении углей. В связи с этим необходимо рассматривать вопросы создания экологически безопасных технологий подготовки и сжигания угля, утилизации продуктов его горения с учетом химического и фазового состава энергетического сырья с извлечением ценных и полезных, обезвреживанием токсичных и потенциально опасных компонентов, а также очисткой и многократным использованием технологических вод.

Для проведения экспериментальных исследований в АмурНЦ ДВО РАН Кузьминых В.М. смонтирована опытно-лабораторная установка, в основе которой лежит способ, подтвержденный патентами РФ, основанный на орошении дымов паром с последующей его конденсацией.

Электронно-микроскопическими и рентгеноспектральными исследованиями установлено, что в бурых углях месторождений Зейско-Буреинского бассейна большинство ценных и полезных, а также вредных и опасных компонентов представлено минеральными частицами. Размеры частиц высокопробного золота и твердыми растворами Au-Ag, Au-Ag-Cu, Au-Cu(Ni,Zn) колеблются от  $n \cdot 10$  нм до 1 – 2 мкм, крайне редко встречаются отдельные индивиды с размерами 10 – 15 мкм. Наиболее часто частицы характеризуются флокуляционной структурой различной степени уплотнения, с заполнением внутренних поровых пространств органическим веществом (ОВ).

Изучением продуктов горения бурого угля установлено, что фракционный и вещественный состав золы, остающейся в топочной камере и уносимой с дымом, зависит от характера распределения минеральной составляющей в угле, компонентов внешней и внутренней зольности и от технологии его сжигания.

В экспериментальных исследованиях проба угля весом 1 кг подавалась в виде кусков (до 25 мм) на топочную решетку, через которую нагнетался воздух для его сжигания.

Из полученной золы выделялись тонкодисперсная фракция, недожоги и шлаки,

минеральный состав которых изучался отдельно. В соответствии с последовательной схемой очистки дымов, отобраны пробы паро-дымовой смеси на различных стадиях конденсации. Образующий конденсат после соответствующей подготовки, исследовался методами растровой электронной микроскопии, рентгеноспектрального анализа, газовой хроматографии.

Анализ морфоструктурных особенностей и химического состава минеральных фаз, обнаруженных в золе, остающейся в топочной камере, свидетельствует, что большинство минералов переходят в золу, не претерпевая существенных изменений.

Новообразованные фазы преимущественно сосредоточены в тонкой фракции золы и представлены оксидными и сульфатными соединениями главных золообразующих элементов Si, Al, Ca, Fe, Mg, Na, K, S, которые в углях имеют собственные минералы и входят в виде примеси в состав ОВ и большинства минеральных фаз неорганического вещества (НОВ). Золото в тонкой фракции золы отмечается крайне редко. Как показывают проведенные эксперименты, значительная его часть, остающаяся в топочной камере, сосредоточена в недожогах, в которых также обнаружены и частицы платины.

Морфоструктурные особенности и химический состав золота в золе идентичен золоту в исходных углях. В результате проведенных исследований установлено, что большая часть золота, присутствующая в углях, при его горении улетучивается вместе с дымом, а в топке остается в основном золото, законсервированное в недожогах, либо достаточно крупные частицы, не транспортируемые газовыми тепловыми потоками. Дым представляет собой концентрированную смесь продуктов горения, состоящих, главным образом из тяжелых молекул углеводородов, в основном в виде тонкодисперсных аэрозолей, оксидов присутствующих в угле элементов, паров воды, тонкодисперсных фаз аморфного углерода и зол уноса. На первой стадии, в результате конденсации пара, дым существенно очищается от газообразных и аэрозольных тяжелых углеводородов, их содержание при переходе ко второй стадии конденсации снижается на порядок.

Тяжелые углеводороды переходят в конденсат в виде микроэмульсии или поверхностной пленки. Детальный анализ микрофаз осажденных с органической массой после первой стадии обработки дыма паром показывает, что большинство установленных в углях минералов самородных элементов и твердых растворов, включая благородные металлы, уносятся с дымом в виде частиц, химический состав, размеры и особенности строения которых идентичны минералам углей. Малые размеры и рыхлое флоккулярное строение частиц благоприятствует их твердофазной эмиссии и миграции вследствие улетучивания с газообразными продуктами, образующимися при горении.

В составе фракции, улавливаемой на второй стадии конденсации, органическая масса уже не является доминантной. Обнаружены не претерпевшие изменений мик-

рочастицы минералов, присутствующих в углях. Однако, здесь существенна доля новообразованных фаз - сульфатов и хлоридов Ca, Na и Fe, кристаллизующихся из водных растворов.

Наблюдается тенденция снижения размера частиц от золы, остающейся в топочной камере и далее по стадиям конденсации паро-дымовой смеси. Размеры частиц золота, обнаруженных на 2 стадии, менее 1 мкм. Паро-дымовая смесь, улетучивающаяся в атмосферу, преимущественно состоит из водяного пара и газообразной составляющей дыма. Содержание золы уноса существенно снижается, минеральный состав в основном представлен тонкодисперсными алюмосиликатами, среди которых обнаружены единичные частицы золота и сульфида серебра.

Таким образом, использование способа конденсации паро-дымовой смеси позволяет решить две важные проблемы, первая из которых связана с загрязнением воздушного пространства, вторая с концентрированием ценных, полезных, а также токсичных и потенциально опасных компонентов, которые могут быть также использованы, не выводя уголь из основного производственного цикла. Однако, при таком способе вовлекаются в оборот значительные объемы воды.

Выбор оптимальных технологических схем очистки воды – достаточно сложная задача, что обусловлено многообразием находящихся в воде примесей и высокими требованиями, предъявленными к качеству очистки воды. В настоящее время в технологии водоочистки и водоподготовки широко используются химические реагенты – коагулянты и флокулянты, обеспечивающие удаление микрочастиц, органических и неорганических загрязнений воды, эффективное осаждение коллоидных соединений.

Нами проведена серия опытов по подбору реагентов для концентрирования золота из раствора исходных золотосодержащих конденсатов, полученных после сжигания угля на описанной выше установке. За критерии полноты очистки вод и извлечения золота были взяты значения содержаний в очищенных растворах органического и неорганического углерода (анализатор общего и неорганического углерода SHIMADZU серии TOC-V) и золота (атомно-абсорбционный анализ).

Для очистки воды и концентрирования золота из исходных конденсатов проводили коагуляцию с последующей флокуляцией. Для коагуляции использовали алюминия гидроокись, полученный из алюмокалиевых квасцов, а также 1%-ный раствор хлорного железа. В качестве флокулирующего компонента использовали Праестол 650 TR с рабочей концентрацией раствора 0,1%, катионный полиэлектролит на основе акриламида и катионного производного акриламида. В качестве электролита, обеспечивающего необходимый для коагуляции уровень pH среды, использовали 5%-ный раствор гидроксида натрия.

Растворы после обработки данными реагентами отстаивали, наблюдая постепенное образование сфлокулированного осадка и осветления растворов. Растворы после флокуляции становились светлыми, без мути, но с остаточной цветностью разной

интенсивности. После того, как визуально определили, что процесс флокуляции закончился, растворы отфильтровали через предварительно взвешенные фильтры «белая лента». Флокуляты высушили и взвесили на аналитических весах. Чистые растворы и высушенные флокуляты проанализировали на присутствие золота методом атомно-абсорбционной спектроскопии. В результате установили, что в очищенных растворах содержание золота ниже предела обнаружения метода электротермической атомизации ( $<0,0005$  мкг/см<sup>3</sup>) при исследовании растворов напрямую, в растворах обработанных методами экстракции зафиксированы значения 0,003 - 0,1957 мкг/см<sup>3</sup>. Массовая доля золота в флокулятах проб конденсатов, полученных при сжигании углей различных месторождений изменялся в пределах 0,101 - 4,146 мг/кг.

Полученные результаты свидетельствуют, что золото концентрируется во флокуляте, осаждаясь вместе с органическим веществом и другими компонентами, присутствующими в конденсатах. Остаточное содержание золота в отфильтрованных растворах и наличие цветности растворов над осадком показывает незавершенность процесса коагуляция и флокуляция, что требует дальнейших исследований и подбора оптимальные условия протекания процессов: объемы реагентов, температуры, рН среды, времени.

Использование комплексного подхода к переработке энергетического сырья – бурых углей, содержащих значительные количества ценных компонентов, на стадии переработки продуктов сжигания (включая очистку дымов и технологических вод), позволяет решить две важные задачи угольной промышленности: решение проблемы загрязнения экосистем и комплексного использование энергетического сырья с сопутным извлечением полезными и обезвреживанием токсичных и потенциально опасных компонентов.

***А.С. Опалев, В.В. Бирюков***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, opalevAS@rambler.ru, birukov@goi.kolasc.net.ru

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ПРОГРАММНЫХ СРЕДСТВ**

Применение новейших информационных технологий позволяет разрабатывать и внедрять в производство наиболее эффективное и надежное, энергосберегающее обогатительное оборудование и помогает максимально быстро адаптировать его к условиям конкурентной среды.

В настоящее время общепризнанным фактом является невозможность изготов-

ления сложной наукоемкой продукции, к которой относятся аппараты для разделения минеральных компонентов, без применения современного программного обеспечения. Одним из наиболее широко применяемых программных комплексов, позволяющих создавать CFD модели течений, является пакет ANSYS CFD (FLUENT), включающий инструментарий для создания двухмерных и трехмерных расчетных областей геометрических моделей, сеточные генераторы, расчетные модули и блоки обработки результатов расчетов.

Под разработкой CFD-модели подразумевается процесс компьютерного представления таких составляющих, как геометрия исследуемого объекта, расчетная сетка рассматриваемой геометрии, граничных условий и физических свойств материалов, моделей турбулентности, а также параметров численного решения системы уравнений Навье-Стокса и Эйлера. При использовании CFD-технологий появляется возможность использования полной трехмерной геометрической модели. При этом нет необходимости упрощать физические процессы в течениях взаимодействующих фаз. Поля концентраций и скорости движения отдельных фаз и потоков могут рассчитываться в любом количестве локальных точек в рабочем пространстве исследуемого аппарата.

Вычислительный эксперимент на основе аналитической модели, созданной в программном комплексе ANSYS Fluent позволяет получить информацию не только о пространственных распределениях скоростей и концентраций отдельных компонентов многофазной системы, но и технологические характеристики моделируемого аппарата.

Для моделирования технологических схем обогащения железистых кварцитов с применением обогатительных аппаратов, разработанных в программном комплексе ANSYS Fluent, была выбрана программа MODSIM, позволяющая формировать технологическую цепь из набора моделей обогатительного оборудования, соединяемых материальными потоками, и рассчитывающая детальные массовые балансы. Выбор данного программного комплекса основывается на тождественном ANSYS Fluent способе дискретизации функций распределения исходного сырья по крупности, плотности и магнитной восприимчивости. Таким образом данные, полученные в одной программе, легко интегрируются в другую. В алгоритм программной среды MODSIM заложены модули технологического оборудования и математический аппарат для моделирования работы дробильно-измельчительного, классифицирующего и сепарационного оборудования. Использование новых разработанных моделей аппаратов основано на возможности включения в технологическую цепь аппарата “черный ящик”, программируемого пользователем.

Для создания модели аппарата в виде “черного ящика” для интеграции в программу MODSIM используются пофракционные сепарационные характеристики аппарата, полученные в ANSYS Fluent. В FORTRAN – программе задается положение

точки полуизвлечения фракции на сепарационной характеристике и угол наклона касательной, проведенной в этой точке.

Технологическая схема обогатительных аппаратов набирается на экране MODSIM из отдельных модулей аппаратов. Отдельные модули соединяются линиями потоков.

В программном комплексе MODSIM смоделированы две технологические схемы переработки магнетитового концентрата, включающие в себя измельчение в шаровой мельнице, классификацию измельченного продукта и магнитную сепарацию на барабанном магнитном сепараторе (рис.1). Параметры исходного питания одинаковы. Схемы различаются только установленным классифицирующим оборудованием: в первой схеме установлен гидроциклон, во второй – аппарат тонкого грохочения. Целью создания моделей является сравнение конечных технологических показателей.

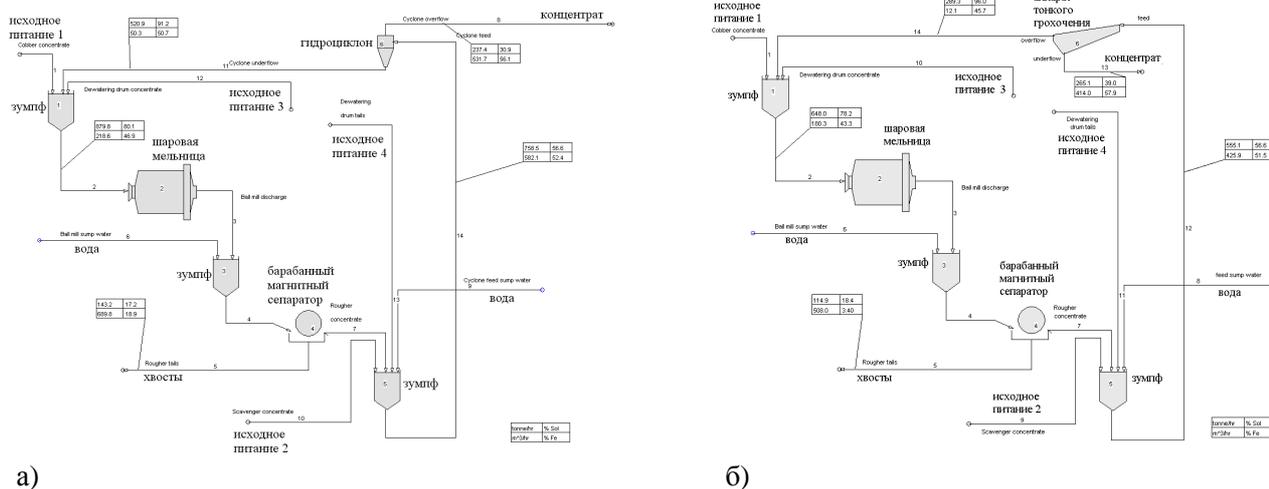


Рис. 1. Модель технологической схемы обогащения железистых кварцитов с применением операций:  
а) – гидроциклонирования; б) - тонкого грохочения.

Исходным питанием для обеих схем явились 4 потока с различными массовыми расходами и средним содержанием  $\alpha - 41,09\% \text{ Fe}_{\text{общ}}$ . На выходе обеих схем – два продукта: магнетитовый концентрат и хвосты.

В результате проведения вычислительных экспериментов произведен расчет обеих схем и получены:

1. Гранулометрические характеристики всех технологических продуктов.

2. Технологические характеристики потоков (рис. 2). Характеристики потоков включают в себя: номер потока, расход твердого, расход воды, расход суспензии, объемный расход, массовый процент твердого, объемный процент твердого, массовый выход, извлечение кварца, магнетита и железа общего в продукт, содержание в продукте кварца, магнетита и железа общего.

3. Сводные таблицы расчета технологических схем (рис. 3).

Stream number:	8	Stream number:	13
Job name:	Fairlane_alt	Job name:	Fairlane_screen
Solid flowrate:	237.42 tonne/hr	Solid flowrate:	265.14 tonne/hr
Water flowrate:	531.72 m <sup>3</sup> /hr	Water flowrate:	414.00 m <sup>3</sup> /hr
Slurry flowrate:	213.65 kg/s	Slurry flowrate:	188.65 kg/s
Slurry volumetric flowrate:	0.1635 m <sup>3</sup> /s	Slurry volumetric flowrate:	0.1323 m <sup>3</sup> /s
Percent solids by mass:	30.87 %	Percent solids by mass:	39.04 %
Percent solids by volume:	9.68 %	Percent solids by volume:	13.10 %
Yield of solids:	62.35 %	Yield of solids:	69.63 %
Recovery of mineral Cher	32.80 %	Recovery of mineral Cher	32.53 %
Grade of mineral Cher	22.52 %	Grade of mineral Cher	20.00 %
Recovery of mineral Magn	84.46 %	Recovery of mineral Magn	97.39 %
Grade of mineral Magn	77.49 %	Grade of mineral Magn	80.00 %
Recovery of Fe	84.46 %	Recovery of Fe	97.39 %
Grade of Fe	56.10 %	Grade of Fe	57.92 %

Рис. 2. Характеристика выходных потоков технологических схем:  
а – с гидроциклоном; б – с аппаратом тонкого грохочения

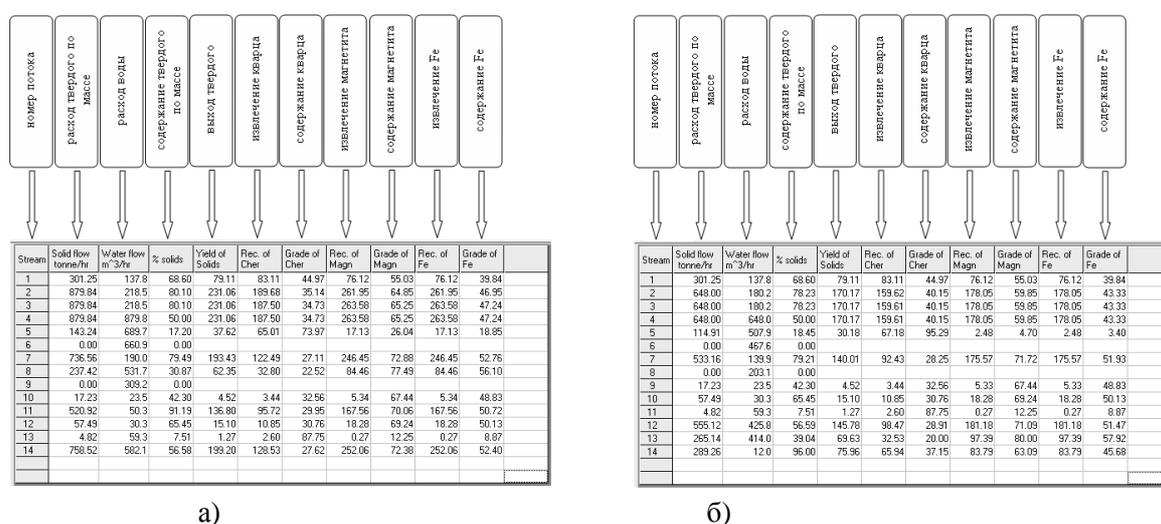


Рис. 3. Характеристики потоков технологических схем:

а) с использованием гидроциклона; б) с использованием аппарата тонкого грохочения

Результаты вычислительного эксперимента с двумя технологическими схемами обогащения магнетитового концентрата показали, что при одинаковых параметрах исходного питания технологические показатели схемы с использованием аппарата тонкого грохочения выше.

Таким образом, моделирование технологических схем обогащения железистых кварцитов с использованием современных программных средств является серьезным инструментом для исследований по совершенствованию технологий. Результаты проведенных исследований по моделированию подтвердили высокую эффективность применения тонкого грохочения в операциях классификации измельченных продуктов при переработке железистых кварцитов за счет снижения циркуляционных нагрузок замкнутого цикла измельчения на ~25%, приводящей к лучшей раскрываемости магнетита в мельнице, к повышенной селективности разделения компонентов суспензии на барабанном магнитном сепараторе, к увеличению крупности концентрата, к повышению извлечения Fe<sub>общ</sub> в концентрат на 13% и, в конечном итоге к повышению содержания Fe<sub>общ</sub> в концентрате на ~2%.

**М.В. Павлов, И.В. Павлов, В.Ф. Павлов, О.В. Шабанова, В.Ф. Шабанов\***

СКТБ «Наука» Красноярского научного центра Сибирского отделения РАН, г. Красноярск, Россия

\*Красноярский научный центр Сибирского отделения РАН, г. Красноярск Россия

## **ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА КРАСНЫХ ШЛАМОВ В ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ И ЧУГУН.**

В работе предлагается метод, глубокой переработки красных шламов алюминиевого производства с получением чугуна и пористого рентгеноаморфного алюмосиликатного материала стабильного химического состава, концентрирующего редкоземельные окислы. Актуальность исследований, направленных на комплексное использование красных шламов не вызывает сомнений, поскольку позволяют решать не только экологические задачи, связанные с утилизацией отходов, но и получить новый высокотехнологичный продукт (пористый алюмосиликатный материал) с широкими возможностями использования, а также дополнительную продукцию – чугун.

Для эксперимента были использованы красные шламы Уральского алюминиевого завода (УАЗ) и Ново-Николаевского (НАЗ) Украина. Анализы исходных материалов и полученных продуктов выполнены в центре коллективного пользования Красноярского научного центра Сибирского отделения РАН с использованием оборудования: Дрон-8; рентгенофлуоресцентного спектрометра Ranger 2, фирмы Bruker; электронного микроскопа ТМ 3000. Глубокое восстановительное плавление осуществлялось на индукционном комплексе КИТ-25. Химический состав шламов представлен в табл. 1.

Таблица 1

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	TiO <sub>2</sub>
10-14	9-11	46-57	9-11	0,5-2	0,3-1,8	3 - 5	0,8-1	0,2-0,6	5-7

Подшихтовка шлака осуществлялась известняком до соотношения CaO/SiO<sub>2</sub> = 1,3 и бурым углем в количестве 10 мас.% от веса загружаемого шлака. Шихта загружалась в графитовый тигель, нагревалась в течение 1 часа до температуры 1500 – 1550<sup>0</sup>С и выдерживалась при этой температуре в течение 1,0 часа. Показано, что восстановление железа происходит в основном в твёрдой фазе в режиме кипящего слоя аналогично процессу, происходящему в золах от сжигания углей [1]. Рассчитаны изменения энергии Гиббса реакций довосстановления железа карбидом кремния и сажистым углеродом в расплаве. Образование карбида кремния, идентифицированного по данным РФА, приводит к резкому вспениванию расплава, с содержанием пор во вспененном материале, более 90%, при его взаимодействии с водой.

Полученный пористый материал является рентгеноаморфным, стабилизированным по химическому составу сырьём используемым для производства конструктивных материалов, сухих строительных смесей, высокоглинозёмистого цемента, в зависимости от подшихтовки в процессе восстановительного плавления, шпатлёвок, тепло-

изоляционных штукатурок, концентратом редкоземельных окислов. Низкое значение коэффициента теплопроводности равное 0,04 Вт/м.К позволяет использовать его также в качестве теплоизоляционных засыпок. Металлическую часть расплава состава масс. %: Fe-98; Mn-0,44; Cr-0,8; V-0,17; P-0,2; Si-0,23; Ti-0,16; сливают в изложницу.

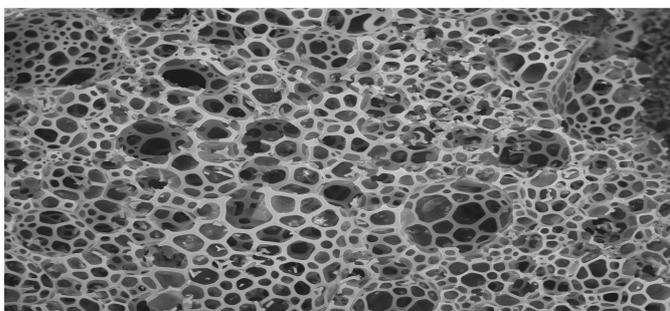


Рис. 1. Вспененный материал (диаметр пор 0,5-1мм)

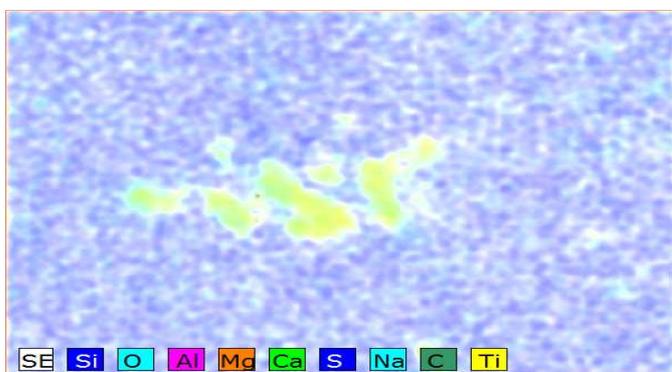


Рис.2. Результаты элементного картирования. Резкая дифференциация титана. Титан ассоциирован с углеродом

В работе проведено картирование элементов чугуна и силикатной части полученных продуктов. Показано, что титан при данных условиях восстановительного плавления в основном находится в силикатной части в виде отдельной фазы ассоциированной с углеродом. Кремний, кальций, алюминий равномерно распределены по всей площади. Извлечение железа в металл составляет 90%. Потери при восстановительном плавлении равны 27 масс. %.

В работе проведено также исследование содержания редкоземельных элементов методом эмиссионной спектрометрии с индуктивно – связанной плазмой. Показано концентрирование редкоземельных окислов во вспененном материале (пеносиликате)

Таким образом, метод глубокого восстановительного плавления позволяет получить из красных шламов алюминиевого производства, стабилизированный по химическому составу пеносиликат, являющийся качественным сырьём для строй- индустрии, а также концентратом редкоземельных окислов и дополнительный продукт – чугун.

#### Список использованных источников

Павлов В.Ф. Физические основы технологии получения новых материалов с заданными свойствами на основе создания системы комплексного использования техногенного и нерудного сырья. // Из-во СО РАН Новосибирск. 2005. 191с.

О.А. Белогурова, М.А. Саварина, Т.В. Шарай

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия; belog\_oa@chemy.kolasc.net.ru

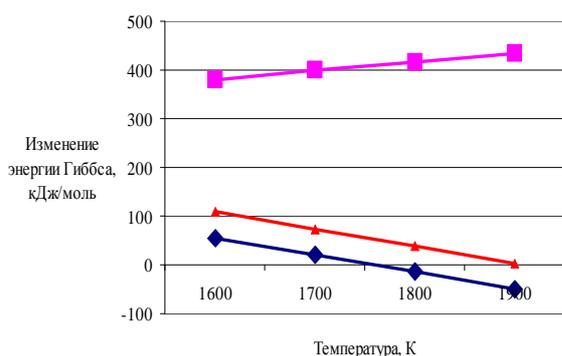
## КАРБОТЕРМИЧЕСКОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ КИАНИТОВОЙ РУДЫ

Запасы кианитовых руд в месторождениях Кейвской группы Кольского полуострова оцениваются более чем в 2 млрд тонн, ресурсы - около 10 млрд тонн. Их освоение требует проработки особенностей физико-химических процессов при синтезе в теле основной матрицы соединений, придающих повышенные эксплуатационные свойства новым материалам.

Рассмотрена термодинамика процессов, протекающих в системе  $Al_2O_3-SiO_2-C$ , для продуктов муллитизации кианита  $3(Al_2O_3 \cdot SiO_2) \rightarrow 3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 + SiO_2$ . Экспериментально показано, что изучаемая система ведет себя как две формально независимые подсистемы  $SiO_2-C$  и  $Al_2O_3-C$ .

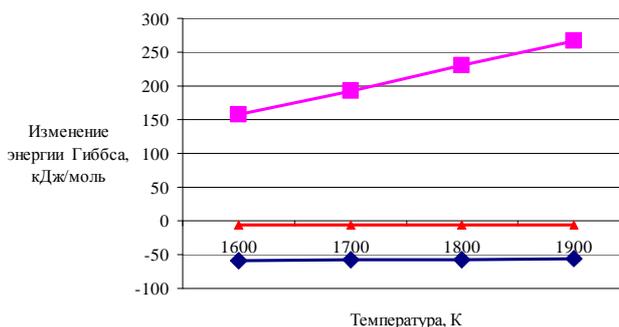
Карботермическое восстановление кианитовой руды предусматривает в качестве источника  $SiO_2$  как кварц, присутствующий в руде в качестве примеси, так и кристобалит, получающийся в процессе муллитизации.

Сложный комплекс реакций протекает как в конденсированных, так и в газовых фазах. В псевдо закрытой системе  $Al_2O_3-SiO_2-C$  термодинамически наиболее вероятными являются реакции, приводящие к образованию карбида кремния (рис. 1, 2). Важнейшими факторами являются организация внутреннего переноса вещества продуктами реакций, инициирование фазовых переходов в керамической матрице в процессе ее формирования.



- ◆ -  $SiO_2 + 3C \rightarrow SiC + 2CO$ ;
- -  $SiO_2 + 4CO \rightarrow SiC + 3CO_2$ ;
- ▲ -  $SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO$

Рис. 1. Изменение энергии Гиббса в зависимости от температуры для реакций восстановления  $SiO_2$



- ◆ -  $SiO + 2C = SiC + CO$ ;
- -  $SiO + 3CO \rightarrow SiC + 2CO_2$ ;
- ▲ -  $SiO + C = Si + CO$

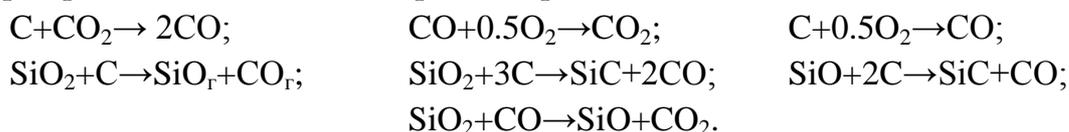
Рис. 2. Изменение энергии Гиббса в зависимости от температуры для реакций восстановления  $SiO$

Образование карбида кремния в восстановительных условиях обжига происходит в результате как прямого контакта  $\text{SiO}_2$  с углеродом ( $\text{SiO}_2+3\text{C}\rightarrow\text{SiC}+2\text{CO}$ ), так и в результате взаимодействия паров  $\text{SiO}$  с углеродом ( $\text{SiO}_2+\text{CO}\rightarrow\text{SiO}+\text{CO}_2$ ;  $\text{SiO}+2\text{C}=\text{SiC}+\text{CO}$ ;  $\text{C}+\text{CO}_2\rightarrow 2\text{CO}$ ).

На процесс влияют: размер частиц, наличие тесного контакта и тип углеродного восстановителя. Вначале скрытокристаллический карбид кремния возникает вокруг углеродистых зерен и по трещинам в них. Затем в результате диффузии силицирующего агента процесс перерождения углеродистого материала идет дальше.

Так как улавливание  $\text{SiO}$  и связывание его в карбид происходит на поверхности углеродных частиц, при высоком содержании последних общая площадь поверхности становится больше, и доля кремния, задерживаемого в системе, возрастает.

На основании исследования можно сделать вывод о том, что наиболее вероятный ряд реакций в нем с точки зрения термодинамики:



Карбидизация алюмосиликатной матрицы позволяет получать муллитографитовые огнеупоры с термостойкостью до 50 теплосмен ( $1300^\circ\text{C}$  - вода).

Кроме того, на основе гранул из кианитовой руды получены энергосберегающие материалы. При грануляции в руду добавляют углерод и/или активный оксид алюминия, связка лигносульфонат, обжиг в восстановительных условиях. Карбидизированный гранулят интегрирован в получение теплоизоляционного муллитокордиеритового огнеупора.

В шихту на основе гранул в качестве добавки вводили элементарный кремний в виде отхода производства ферросилиция (ОПФ). Введение ОПФ способствует образованию в поровом пространстве  $\text{SiC}$  в результате реакционного спекания ( $2\text{Si}+\text{CO}\rightarrow\text{SiC}+\text{SiO}$ ). Возможно, происходит самоармирование муллитовой матрицы тонкими частицами карбида кремния, что сказывается на повышении прочности материала в целом.

Применение в качестве связки активного оксида магния, при температурной обработке приводит к синтезу кордиерита, с низким значением термического коэффициента линейного расширения и отсутствием анизотропии по сравнению с муллитом, что создает предпосылки к уменьшению температурного градиента и напряжений внутри изделия при нагреве и охлаждении. Порообразователями являются аммониевые соли минеральных кислот:  $\text{NH}_4\text{Cl}$ ,  $(\text{NH}_4)\text{HCO}_3$ ,  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ .

Физико-технические свойства полученных изделий на основе гранул из восстановленной кианитовой руды: кажущаяся плотность – 600 - 1050  $\text{кг}/\text{м}^3$ ; пористость – 62 - 75%, теплопроводность – 0,150 - 0,350  $\text{Вт}/(\text{м}\cdot\text{К})$ , прочность при сжатии 30 - 60 МПа.

**А.В. Болдырев, С.В. Баликов, С.С. Гудков, А.В. Богородский, Ю.Е. Емельянов**  
Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов  
(ОАО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия; Durazell@rambler.ru

## **АВТОКЛАВНОЕ ОКИСЛЕНИЕ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ С ДОБАВЛЕНИЕМ ГАЛОГЕНСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРИТЕЛЕЙ И СОРБЕНТА**

Представлены результаты автоклавного окисления упорных золотосодержащих концентратов с добавлением в качестве растворителя драгоценных металлов галогенид-ион и сорбента – активированного угля.

Показано, что золото, при добавлении в процесс автоклавного окисления галогенида, в раствор не извлекается. Серебро переходит в раствор частично.

При добавлении в процесс автоклавного окисления галогенидсодержащих реагентов и активированного угля золото растворяется и осаждается на сорбент.

Степень окисления сульфидов составила 99,3-99,6%. Извлечение золота на гранулированный уголь: 94,7-94,8 при использовании хлорсодержащих растворителей – NaCl, CaCl<sub>2</sub> и карналлита; 98-99% при использовании KJ и KBr.

Данный способ переработки упорных золотосодержащих концентратов совмещает во времени и аппаратуре процессы окисления сульфидов, растворения и сорбции драгоценных металлов.

Результаты по извлечению металлов в данном способе сопоставимы с показателями извлечения металлов в процессе автоклавно-цианистой технологии.

В данном способе не используется цианид натрия, что позволит снизить капитальные и эксплуатационные затраты, за счет отсутствия переделов цианирования, сорбции и обезвреживания хвостов выщелачивания.

**Н.М. Немков<sup>1</sup>, А.Д. Рябцев<sup>1</sup>, А.А. Кураков<sup>1</sup>, С.В. Дроздов<sup>2</sup>, С.В. Ковалёв<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>Россия, Новосибирск, ЗАО «Экостар-Наутех», г. Новосибирск, Россия;

<sup>2</sup>ЗАО «Полюс», г. Красноярск, Россия, [nautech@mail.ru](mailto:nautech@mail.ru)

## **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ УТИЛИЗАЦИИ ЦИАНИДА ИЗ ЖИДКИХ ТИОЦИОНАТСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАЮЩИХ ФАБРИК**

Процесс цианирования золотосодержащего сырья, несмотря на высокую токсичность цианистого натрия, продолжает оставаться основным способом извлечения благородных металлов. Сточные и оборотные воды, образующиеся в процессе цианирования, содержат в своём составе цианиды в виде простых или комплексных соединений и тиоцианаты (роданиды), поэтому перед сбросом или при повторном использовании этих технологических потоков необходимо подвергать их глубокой очистке

от высокотоксичных компонентов.

В мировой промышленной практике известна и применяется, так называемая, AVR - технология по возврату в производство цианида путем его отгонки потоком воздуха из кислых растворов с последующим улавливанием цианистого водорода из газо-воздушного потока щелочными поглотителями. Испытания, проведенные ранее нами на пилотной установке в производственных условиях, подтвердили перспективность использования AVR-процесса для утилизации цианидов из жидких отходов золотоизвлекающих фабрик. Техничко-экономическая оценка полученных результатов показала, что AVR-технология экономически выгодна при утилизации цианидов из стоков, уже начиная с их концентрации 20 мг/л. При этом экономический эффект достигается, с одной стороны, за счет экономии цианистого натрия, с другой стороны, за счет снижения потребления хлорной извести на обеззараживание цианидсодержащих стоков. Более того, в процессе цианирования золотосодержащих руд до 50% цианида натрия переходит в тиоцианат и безвозвратно теряется. Экономический эффект может быть во много раз выше за счет увеличения количества утилизируемых цианидов в результате окисления тиоцианатов, содержащихся в стоках на уровне 20 г/л и более. В связи с этим дополнение AVR-технологии утилизации цианида технологией окисления тиоцианата с получением цианистого водорода позволит значительно увеличить количество цианида, возвращаемого в производственный цикл для извлечения золота в виде щелочного раствора цианида натрия.

Патентный поиск показал, что научно-исследовательские работы в направлении конверсии тиоцианата в цианид с использованием как реагентного окисления, так и электрохимического ведутся достаточно широко и у нас в стране и за рубежом [1-3], но сведений о промышленном использовании указанной технологии не выявлено.

В основу технологии конверсии содержащегося в жидких отходах тиоцианата в цианид с его последующей утилизацией нами был положен метод электрохимического окисления, который достаточно широко используется в практике гальванических производств с целью обезвреживания сточных вод от цианида и роданида. При этом в зависимости от условий проведения электролиза и его продолжительности достигается полное разложение вредных веществ до углекислого газа и азота, что и требуется в случае обезвреживания отходов. Когда речь идёт о конверсии тиоцианата в цианид, подобный режим работы не подходит. Необходима такая организация режима окисления при проведении процесса, при которой на аноде будет проходить менее глубокое окисление роданид-ионов преимущественно только до цианид- и сульфат-ионов.

В ЗАО «Экостар-Наутех» была разработана конструкция лабораторного электролизера и схема установки для исследования процесса электрохимического окисления роданидов в цианиды с последующей утилизацией их в виде раствора цианида натрия. Установка состояла из бездиафрагменного электролизера, системы поглощения цианидов и вакуумного насоса.

Исследование процесса электрохимического окисления роданидов и утилизация их в виде цианидов осуществляли как на модельных, так и на реальных растворах. В экспериментах использовали модельные растворы с начальной концентрацией по SCN<sup>-</sup> от 5,6 до 20,7 г/л и реальные с концентрацией 5,15÷5,8 г/л. Растворы подкисляли и они имели начальную кислотность от 0,019 до 0,818 г-экв/л. Скорость циркуляции изменяли от 120 мл/мин. до 180 мл/мин, что соответствовало линейной скорости циркуляции раствора в межэлектродном пространстве электролизера 75÷112,5 см/мин. Интенсивность отдувки образующегося цианводорода варьировали от 2 до 4 л/мин. Плотность тока при которой исследовали процесс изменяли в интервале от 200 до 500 А/м<sup>2</sup>. Напряжение на электролизере при этом составляло 1,5-2,8 В. Конечная концентрация роданидов в окисленном растворе составляла 0,035-1,1 г/л, что соответствовало степени окисления роданидов - 81-99%. При этом степень извлечения цианидов составила 63-95%.

Эксперименты показали, что подкисление исходного раствора целесообразно осуществлять до рН не более 2-3. Интенсивность отдувки, равная 2-4 л/мин при объемной циркуляции растворов 120-180 мл/мин в интервале плотностей тока 200-500 А/м<sup>2</sup> обеспечивает концентрацию цианводорода в циркулирующем через электролизер растворе на уровне, исключающем его окисление и соответственно снижение за счет этого степени извлечения целевого продукта – цианида натрия.

Практически доказано, что процесс электрохимического окисления роданидов с достаточной для технологических расчетов точностью описывается приведенным в литературе уравнением:



Установлено, что с увеличением интенсивности процесса окисления (плотности тока) предельная граница остаточной концентрации роданида в растворе для обеспечения низкой энергоемкости процесса смещается в область более высоких концентраций. Так для достижения остаточной концентрации роданида в окисленном растворе около 1г/л максимальная плотность тока в конце процесса должна быть не более 100-150 А/м<sup>2</sup>. В этих условиях выход по току в пересчете на SCN<sup>-</sup> составляет 80-90%, что в свою очередь обеспечивает высокую устойчивость графитового анода.

При утилизации жидких тиоцианатсодержащих отходов с исходной концентрацией CNS<sup>-</sup> 5-20г/л в виде цианида натрия в оптимальном режиме достигнуты следующие результаты, характеризующие работу лабораторной установки: -степень окисления роданид-иона до цианид-иона - 98-99,5%; -степень извлечения цианида - 90-95 %; -удельные затраты электроэнергии постоянного тока - 70-90 кВт\*ч/м<sup>3</sup>

На основе лабораторных исследований была создана укрупненная пилотная установка, включающая в себя двухступенчатый электролиз, объединенный с AVR-процессом, и проведены ее испытания на промплощадке ЗАО «Полюс». Пилотные испытания полностью подтвердили ранее полученные в лабораторных условиях ре-

зультаты.

Проведена оценка границ экономичного использования данного метода. Применительно к операции электрохимического окисления технологического раствора, содержащего 15 г/л  $\text{SCN}^-$ , установлено, что на первой ступени предпочтительно окислять роданид до остаточного содержания 3,0-4,0 г/дм<sup>3</sup>, а на второй ступени, до 0,5 г/дм<sup>3</sup>. Для отдувки экономически целесообразно увеличение степени отдувки цианида из цианидсодержащих растворов до 99 %. Применительно к поглощению цианистого водорода из газо-воздушного потока оправданна степень улавливания вплоть до 99,99 %.

На основании уточненных данных, полученных в результате пилотных испытаний, выданы исходные данные для проектирования промышленной установки производительностью 20 м<sup>3</sup>/ч. За основу взята технологическая схема с двухступенчатым окислением роданид-иона до цианид-иона, поглощением цианистого водорода в двух последовательно установленных колоннах, через которые противотоком по отношению к газу подают поглотительный раствор. В качестве поглотительного раствора предложено использовать раствор едкого натра, который позволит при использовании предложенной схемы достичь в поглотительном растворе концентрацию цианид-иона до 90 г/дм<sup>3</sup>.

Проведена оценка экономической эффективности данного метода для утилизации технологических растворов, содержащих 15 г/л  $\text{SCN}^-$  и производительностью 20 м<sup>3</sup>/ч. Применительно к оптимальным границам метода рассчитан экономический эффект.

Испытания позволили выявить, что при осуществлении процесса электрохимического окисления роданида до 75% золота, содержащегося в исходных технологических растворах в количестве ~ 0,2 г/м<sup>3</sup>, концентрируется на первой ступени электролиза и при утилизации электролизных шламов может принести дополнительный экономический эффект.

Экономический эффект за счет извлечения из сточных вод цианида натрия и экономии хлорной извести необходимой для обезвреживания общего количества роданид-иона, содержащегося в стоках составит 535,8 млн.руб. в год. Эффект может быть увеличен за счет извлечения золота из электролизных шламов образующихся при электроокислении роданидов. При производительности установки 20 м<sup>3</sup>/ч за год из шламов возможно извлечь около 26 кг. Стоимость извлеченного из сточных вод золота при его цене 1000руб/г составит 26 млн.руб.

*Список использованных источников*

1. М.А.Перетуков, А.М. Орлов. *Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт.* М., Металлургия, 1991г.
2. Отчет о НИР ИХХТ СО РАН, Красноярск, 2007г
3. Отчет о патентных исследованиях по теме «Исследование процесса утилизации цианида из цианидсодержащих жидких отходов золотоизвлекающих предприятий», Новосибирск, 2006

*А.А. Лавриненко, Э.А. Шрадер, А.Н. Харчиков, И.В. Кунилова*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук», г. Москва, Россия, lavrin\_a@mail.ru

## **ОЦЕНКА СЕЛЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ АПАТИТА ИЗ КОМПЛЕКСНОЙ РУДЫ**

Основным собирателем для флотации апатита за рубежом и в России является талловое масло и реагенты на его основе с добавками других ПАВ. На ОАО «Апатит» применяют собирательную смесь, состоящую из дистиллированного таллового масла, сырого таллового масла из хвойных пород древесины и сырого таллового масла из лиственных пород. На Ковдорском ГОКе собирателем при флотации апатита из бадделеит-apatит-магнетитовой руды служат омыленные жирные кислоты таллового масла. В качестве дополнительных собирателей и для регулирования пенообразования и диспергирования образующихся в водной фазе флотационной пульпы кальциевых мыл, снижающих селективность флотации, применяют добавки оксиэтилированных алкилфенолов.

Жирные кислоты не являются селективными собирателями апатита. При флотации апатита из бадделеит-apatит-магнетитовой руды они флотируют магнийсодержащие силикаты и кальцит. Для повышения селективности флотации апатита различными авторами были предложены N-ацилированные аминокислоты, эфиры кислот, фосфоновые кислоты.

Наибольшая избирательность флотации апатита была достигнута с собирателем флотолом 7,9. Однако эти реагенты в настоящее время промышленностью не выпускаются. Для руд с высоким содержанием кальцита была показана селективность действия производного саркозина. При флотации апатита из апатит-нефелиновой руды установлена более высокая селективность Фосфолана фирмы Akzo Nobel по сравнению с компонентами собирательной смеси и алкилбензолсульфокислотой.

В данной работе исследована возможность повышения селективности флотации апатита из бадделеит-apatит-магнетитовой руды с применением оксиэтилированных алкилфосфатов, производимых ОАО «Химпром» (г. Новочебоксарск) Оксифоса Б и Фосфенокса НББ, алкилфосфорного эфира Фосфолана ПЕ65 фирмы Akzo Nobel с соотношением моно- и диэфиров 1,1:1,4, Флотинора SM-15, представляющего собой смесь кислых фосфорных моно кислот и сложных кислот полигликолевых эфиров, и олеилсаркозида Аркомона СО компании «Клариант», которые ранее для этих целей не испытывались.

Действие этих реагентов сравнивали с результатами флотации омыленными жирными кислотами таллового масла, а также с показателями флотации флотолом 7,9, любезно предоставленным Г.В. Митрофановой. Выпуск этого собирателя в настоящее время прекращен.

Исследования проводились на пробе хвостов магнитного обогащения бадделеит-апатит-магнетитовой руды Ковдорского ГОКа после ее доизмельчения. Гранулометрический состав питания флотации был: класса -315мкм+160мкм -15%, класса -160мкм+71мкм-50%, класса -71мкм+45мкм-35%.

Содержание  $P_2O_5$  составляло 12,1%. СаО -33,5%. Флотация проводилась в лабораторной флотационной машине конструкции института «Механобр» ФМ2М с вместимостью камеры  $100\text{ см}^3$  на навесках по 30 г.

Расход соды составлял 2 кг/т, жидкого стекла -0,5 кг/т, вспенивателя М-800 - 20-40 г/т. Более высокое качество концентратов при близких величинах извлечения по сравнению с омыленными жирными кислотами таллового масла было получено с Аркомоном СО и Фосфоланом ПЕ65 (рис.). Так, при дозировке собирателей 36 г/т и флотации омыленными жирными кислотами таллового масла содержание  $P_2O_5$  в концентрате составило 25,6% при извлечении 54,1%, а при флотации Аркомоном СО качество концентрата было 29% при извлечении 83,7%.

Близкие результаты получены с Фосфоланом ПЕ65 – содержание  $P_2O_5$  в концентрате составило 28%, извлечение- 83,1%.

С увеличением расхода собирателя при флотации Аркомоном СО качество концентратов снижается более существенно, чем в случае флотации Фосфоланом, что, по-видимому, обусловлено большой длиной углеводородного радикала реагента. Однако эти собиратели по селективности действия существенно уступают флотолю 7,9. Избирательность действия этих реагентов по данным элементного анализа обусловлена снижением флотируемости магнийсодержащих силикатов.

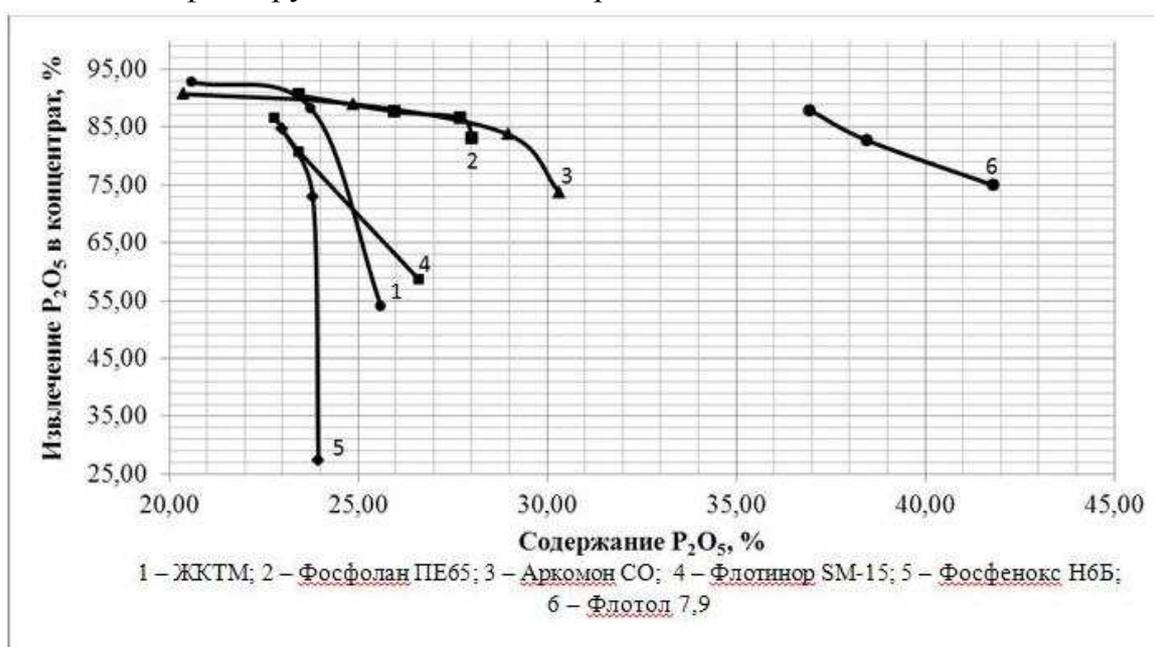


Рис. – Показатели флотации апатита из хвостов магнитного обогащения бадделеит-апатит-магнетитовой руды испытанными собирателями

При применении в качестве собирателя Флотинора SM-15 содержание  $P_2O_5$  в концентратах близко к получаемому с омыленными жирными кислотами таллового масла, но извлечение ниже. С Фосфеноксом НББ содержание  $P_2O_5$  не превышает 23-24%, а извлечение около 85% достигается при высоком расходе реагента – 160 г/т. Оксифос Б не удовлетворительно флотирует апатит.

Сопоставление результатов флотации испытанными реагентами показывает, что более селективными по сравнению с жирными кислотами таллового масла являются Фосфолан ПЕ65 и при низком расходе Аркомон СО.

Адсорбцию Фосфолана ПЕ65 и Аркомона СО сравнивали с адсорбцией омыленных жирных кислот таллового масла методом микроэлектрофореза путем определения изменений электрокинетического потенциала минералов в зависимости от концентрации собирателей.

Установлено, что электрокинетический потенциал апатита и кальцита под действием испытанных реагентов сдвигается в сторону отрицательных значений, что свидетельствует об адсорбции анионов собирателей. Причем изменения величины электрокинетического потенциала в зависимости от концентрации Фосфолана ПЕ65 и Аркомона СО практически не отличаются от полученных для омыленных жирных кислот таллового масла, что позволяет заключить о примерно одинаковой адсорбции анионов реагентов.

Образование поверхностного соединения при взаимодействии Фосфолана ПЕ65 с апатитом исследовано методом ИК-Фурье спектроскопии МНПВО. Сравнивались спектры Фосфолана и объемного соединения реагента с ионами кальция со спектрами исходного апатита и обработанного Фосфоланом.

ИК-спектр порошка апатита после контакта с раствором Фосфолана, полученный после фильтрации и 3-х кратной промывки дистиллированной водой и последующего высушивания, практически идентичен ИК-спектру, полученному в аналогичных условиях без промывки, что свидетельствует об образовании химического соединения с Фосфоланом на поверхности апатита. Изменения частот валентных колебаний связей Р-О апатита и появление новых полос, относящихся к связи Р-О Фосфолана в спектре поверхностного соединения, свидетельствуют об образовании межмолекулярных связей  $PO_4^{2-}$  групп Фосфолана с ионами  $Ca(II)$  апатита.

В результате проведенного исследования показана возможность повышения селективности флотации апатита из бадделеит-апатит-магнетитовой руды с использованием в качестве собирателя Фосфолана ПЕ65. Установлена хемосорбция реагента на апатите с образованием соединения с катионами кальция поверхности минерала. Аркомон СО с увеличением расхода уступает по селективности действия Фосфолану ПЕ65.

**А.Н. Храмов, М.Ю. Субботин**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Забайкальский государственный университет, г. Чита, Россия

## **ИЗУЧЕНИЕ СЫПУЧИХ СВОЙСТВ РУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ЦЕЛЬЮ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ИХ ТЕРМИЧЕСКОЙ СУШКИ**

Процесс сушки материалов, в том числе продуктов обогащения, как известно, зависит от влажности, размеров частиц материала и способа их укладки, гидродинамических условий обтекания и параметров среды. Совокупность этих факторов определяет характер протекания процесса сушки. Эффективность сушки продуктов обогащения (концентратов), в частности в сушильных барабанах, существенно зависит от конструкции и состояния внутренних устройств сушильного барабана (насадки), основное назначения которых обеспечить максимально возможное раскрытие поверхности частиц для протекания конвективного теплообмена (передача тепла от теплоносителя материалу при непосредственном их соприкосновении). Стандартная насадка, поставляемая заводом-изготовителем вместе с корпусом сушильного барабана, недостаточно приспособлена к выполнению своей основной функции, так как не может учитывать физических свойства множества различных рудных концентратов.

Задачей проведенных исследований по изучению физических свойств различных рудных концентратов (флюоритового, свинцового и полевошпатовых различной крупности) являлось определение особенностей поведения и характера движения данных концентратов с переменной влажностью. Изменение влажности осуществлялось методом подсушки на подовой печи.

Как известно наиболее показательным параметром, отражающим сыпучесть дисперсного материала, является угол естественного откоса [Клейн Г. К. Строительная механика сыпучих тел. Изд. 2-е, перераб. и доп. Москва: Стройиздат, 1977. 256 с.].

Угол естественного откоса образуется при нахождении частиц на склоне в состоянии равновесия между силой, стремящейся сместить частицы вниз по склону, и силой трения покоя, стремящейся сохранить частицы на склоне в состоянии покоя.

На частицу, находящаяся на склоне в состоянии предельного равновесия, действуют следующие силы: вес  $P$ ; сила реакции опоры,  $N = P \cos \varphi_0$ ; сила, стремящаяся сместить частицу вниз по склону  $Q = P \sin \varphi_0$ ; сила трения покоя  $T=Q$  (по условию предельного равновесия).

Сила трения определяется по формуле:

$$F_{\text{тр}}=k \cdot F \tag{1}$$

где  $F_{\text{тр}}$  – сила трения покоя частицы данного сыпучего материала на горизонтальном слое частиц того же сыпучего материала, кг/см<sup>2</sup>;

$k$  – коэффициент трения, определяется по справочным данным или опытным

путём;

$F$  – нормальная сила реакции опоры,  $N$ .

Поскольку в нашем случае  $F=N$ , получаем

$$k * N = P \sin \varphi_0. \quad (2)$$

Поскольку  $N = P \cos \varphi_0$ ,

$$k * P \cos \varphi_0 = P \sin \varphi_0$$

$$k = (P \sin \varphi_0 / P \cos \varphi_0)$$

$$k = \operatorname{tg} \varphi_0 \quad (3)$$

Как видно из выражения (3), коэффициент трения двух поверхностей исследуемого материала равен тангенсу угла, при котором частица находится в состоянии предельного равновесия. Но для частицы, находящейся на склоне дисперсного материала, а не плоской поверхности, требуется уточнение. Кроме вышеупомянутых сил, на такую частицу будут действовать дополнительные силы взаимодействия с окружающими зёрнами массива, причём в сумме эти силы будут действовать как дополнительный фактор, удерживающий рассматриваемую частичку на склоне. Поэтому для определения сыпучести дисперсного материала вместо коэффициента и угла трения покоя материала используется угол внутреннего трения сыпучего материала [Маслов Н.Н. Основы инженерной геологии и механики грунтов: Учебник для вузов. – Москва: Высш. школа, 1982. – 511 с.], который, на основании с выражения (3) возможно представить как коэффициент внутреннего трения сыпучего материала.

Скорректируем выражение (3)

$$k' = \operatorname{tg} \varphi_0$$

где  $k'$  - коэффициент внутреннего трения дисперсного материала.

Путём математических преобразований

$$\operatorname{tg} \varphi_{\text{вн. тр.}} N = P \sin \varphi_0,$$

$$\operatorname{tg} \varphi_{\text{вн. тр.}} * P \cos \varphi_0 = P \sin \varphi_0,$$

$$\varphi_{\text{вн. тр.}} = \varphi_0,$$

где  $\varphi_{\text{вн. тр.}}$  - угол внутреннего трения сыпучего материала, приходим к выводу, что угол внутреннего трения должен равняться углу естественного откоса. Но, известно, что фактически измеряемый при исследованиях угол естественного откоса обычно превышает угол внутреннего трения сыпучего материала. Единственной причиной, обуславливающей это, может быть существование дополнительных связующих сил в массиве, обусловленных присутствием в материале влаги.

Данное предположение было проверено экспериментальным путём, были получены графики, отражающие зависимость угла естественного откоса от влажности материала для ряда концентратов. Математической обработкой экспериментальных данных были полученные линейные функции, отражающие данную зависимость.

$$\alpha = \varphi_0 + \omega * B, \quad (4)$$

где  $\alpha$  – угол естественного откоса влажного сыпучего материала, град;

$\omega$  – влажность испытуемого сыпучего материала, %;

$\varphi_0$  – угол естественного откоса сухого сыпучего материала, равный углу внутреннего трения сыпучего материала, град;

$B$  – коэффициент, отражающий зависимость угла естественного откоса сыпучего материала от его влажности и устанавливаемый опытным путём для каждого сыпучего материала.

*Ю.Л. Михлин, В.В. Шурупов, А.С. Романченко, Е.В. Томашевич,  
А.А. Карачаров, М.Н. Лихацкий*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и химической технологии Сибирского отделения Российской академии наук, г. Красноярск, Россия,  
yumikh@icct.ru

### **ПРИРОДА ПАССИВАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ - ЗАМЕДЛЕННАЯ ДИФФУЗИЯ ИЛИ ЭЛЕКТРОННЫЕ СВОЙСТВА ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ?**

Гидрометаллургическая переработка металлургического минерального сырья и серьезно затруднена пассивацией сульфидных минералов, природа которой остается предметом исследований уже много десятилетий. В условиях выщелачивания, не осложненного образованием толстого слоя продуктов, скорость лимитируется, чаще всего, диффузией металлов в твердом теле. Однако на сульфидах легко формируется приповерхностный металлдефицитный слой, иногда толщиной до нескольких микрометров, то есть перенос катионов в раствор и диффузия в твердой фазе достаточно быстрые. С другой стороны, сульфиды представляют собой полупроводники, скорость окисления которых должна критически зависеть от электронных свойств (типа, концентрации, подвижности носителей заряда) и при достаточно больших перенапряжениях обычно лимитируется доставкой к поверхности неосновных носителей заряда. Для сульфидов, напротив, наблюдается пассивация при небольшой анодной поляризации и транспассивное поведение при более высоких потенциалах. Ранее мы предложили рассматривать образующийся поверхностный нестехиометрический слой как неупорядоченный полупроводник, электронные свойства которого отличаются от соответствующего кристаллического материала и зависят, в частности, от степени разупорядочения. Целью данной работы было экспериментальное изучение взаимосвязи между составом, степенью разупорядочения поверхности, в том числе рельефа реакционной сульфидной фазы, проводимостью поверхностного слоя и скоростью выщелачивания (анодного окисления) минералов.

В ходе выполнения работы с помощью рентгенофотоэлектронной спектроскопии (РФЭС), спектроскопии характеристических потерь энергии электронов (СХПЭЭ), ска-

нирующей зондовой микроскопии (АСМ, СТМ), электрохимических методов (вольтамперометрия, электрохимический импеданс) и измерений проводимости на постоянном токе исследованы изменения поверхностных слоев природных халькопирита, пирита, сфалерита после выщелачивания в соляно-, серно- и азотнокислых растворах железа (III), меди (II), а также после взаимодействия с растворами нитрата серебра.

Сопоставление состояния поверхности минералов в условиях «пассивации» и высоких потенциалах «транспассивного» окисления показывает, что на всех минералах образуется металлдефицитный разупорядоченный слой, причем в «транспассивной» области избыток серы и доля ее полисульфидной формы наибольшие. Обнаружена корреляция между электронным сопротивлением измененной поверхности, шириной запрещенной зоны, определенной из спектров ХПЭЭ, и степенью разупорядочения поверхности.

Предполагается, что электронная проводимость изменяется по глубине, и для преодоления пассивации и ускорения выщелачивания нужно создать каналы высокой проводимости, например, из сульфидов серебра, меди, локальных структур с высоким избытком серы или с помощью других методов.

#### ***К.А. Перепелица***

Открытое акционерное общество «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Россия; klavik84@mail.ru

### **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТО-МЕДНОЙ РУДЫ, СОДЕРЖАЩЕЙ АРСЕНОПИРИТ**

Изучение технологических свойств руды, рассматриваемого в данной статье рудопроявления, в ОАО «Иргиредмет» началось в 2002 г. В 2012 г. началось изучение технологических свойств пробы первичной руды, относящейся к умеренносльфидному типу руд с содержанием сульфидов 5,5%. Проба руды, содержала 6,9 г/т золота, 13,8 г/т серебра и 0,6% меди.

Перечень минералов в пробе руды на 94,0% представлен породообразующими минералами: кварц – 30,8%, хлорит – 29,0% и полевые шпаты – 21,0%, карбонаты – 8,0%, слюдистые минералы – 5,0%.

Из рудных минералов присутствуют сульфиды и гидроксиды железа. Количество сульфидов в исходной руде составляет 5,5%. Из них ведущим является пирит – 38%, в меньшей степени присутствуют халькопирит – 29% и арсенопирит – 20%. Также отмечены пирротин и сфалерит – 9% и 4% соответственно.

Так как в медных концентратах установлено ограничение на присутствие в нем мышьяка, содержание в руде арсенопирита наравне с пиритом и халькопиритом предопределяет уделение особого внимания качеству медных концентратов.

При разработке флотационной технологии переработки золото – медной руды в первую очередь было уделено внимание получению наиболее высокого извлечения золота, серебра и меди, а уже во вторую очередь получение качественного медного концентрата. Максимальное извлечение было достигнуто при крупности руды 85-90% класса минус 0,071 мм бутиловым ксантогенатом калия и вспенивателем Т-92 и составило для золота порядка 95-96%, для серебра –91-92% и для меди – 96-97%. Продолжительность флотации в общем составила 26 минут.

Получение кондиционного медного концентрата проходило в два этапа. На первом этапе были проведены исследования по влиянию расхода извести (СаО) на показатели качества концентрата, график зависимости качества концентрата от расхода СаО представлен на рис. 1.

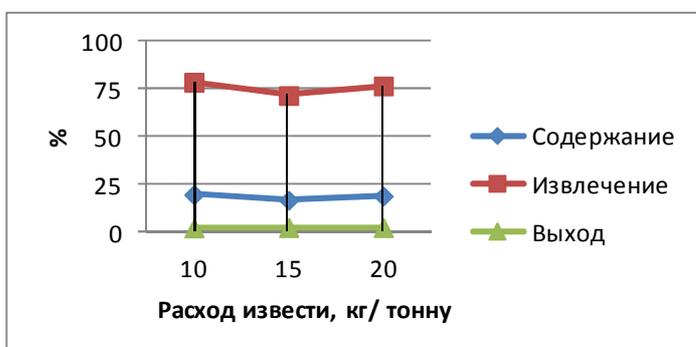


Рис. 1. График зависимости качества концентрата, его извлечения и выхода от расхода СаО

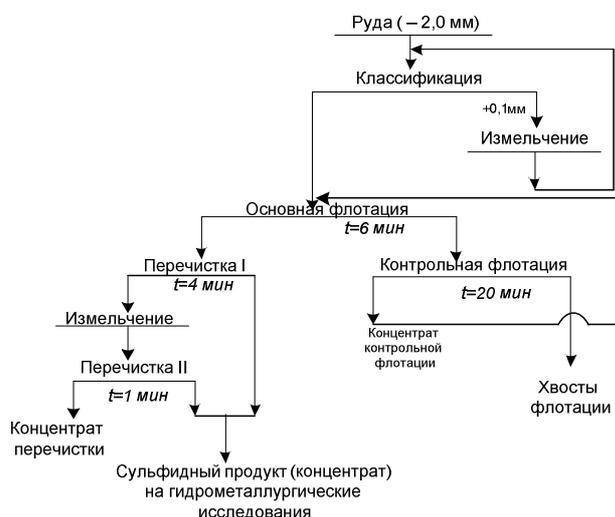


Рис. 2. Рекомендуемая технологическая схема переработки золото – медной руды

На втором этапе, исходя из того, что размер выделений пирита от 0,01 до 1,0 мм, размер агрегатов халькопирита достигает до 1,0 мм, а арсенопирит по размеру зерен в основном десятые доли миллиметра, можно сделать вывод, что известь депрессирует в первую очередь свободный пирит и арсенопирит. А пирит и арсенопирит, находящийся в ассоциации с халькопиритом переходит в концентрат, что приводит к невоз-

возможности повышения качества медного концентрата выше 20%.

Соответственно для разделения зерен халькопирита, пирита и арсенопирита была введена стадия доизмельчения концентрата до крупности 95-98% класса минус 0,071 мм, которая позволила повысить качество флотоконцентрата по меди до 29,2-29,4% при этом снизив содержание мышьяка в нем с 2,5 до 0,59%.

В результате проведения исследований предложена технологическая схема, представленная на рис. 2, результаты замкнутого опыта по рекомендованной технологии отражены в табл. 1.

По рекомендованной схеме возможно получить два флотационных концентрата при общем извлечении в них золота 96,26%, серебра- 92,47 и меди 97,66%.

Таблица 1

Результаты замкнутого опыта по рекомендованной технологии

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание				Извлечение, %			
		Au, г/т	Ag, г/т	Cu, %	As, %	Au	Ag	Cu	As
Концентрат перерешетки	0,76	133	340	29,5	0,45	16,37	21,00	37,37	0,72
Сульфидный концентрат	6,28	78,5	140	5,76	7,08	79,89	71,47	60,29	92,64
Итого: флотационный концентрат	7,04	-	-	-	-	96,26	92,47	97,66	93,36
Хвосты флотации	92,96	0,25	<1,00	0,015	0,034	3,74	7,53	2,34	6,64
Исходная руда по балансу	100,0	6,17	12,30	0,60	0,48	100,0	100,0	100,0	100,0

Соответственно, полученный кондиционный медный концентрат марки КМ-3 необходимо направлять на медеплавильный завод, а второй сульфидный концентрат на гидрометаллургию.

***А.Н. Гуляшинов, И.Г. Антропова, П.Л. Палеев, П.А. Гуляшинов***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН, г. Улан-Удэ, Россия gul50@mail.ru

## **ОБЖИГ В АТМОСФЕРЕ ВОДЯНОГО ПАРА – ОСНОВА СОЗДАНИЯ НОВЫХ КОМБИНИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ\***

Обжиг сульфидов железа в атмосфере перегретого водяного пара позволяет получить железо в виде  $Fe_3O_4$ , серу в элементарной форме и в виде  $H_2S$  и  $SO_2$ .

Данные исследований показали, что при обжиге пирита и пирротина с парами воды, первичной стадией взаимодействия является термическая диссоциация пирита,

\* Исследования по данной теме проводились при поддержке Программами ОХНМ РАН № 5.6.2 (2006-2008гг.) и № 5.5.4 (2009-2012гг.) и грантом РФФИ № 11-08-00691-а.

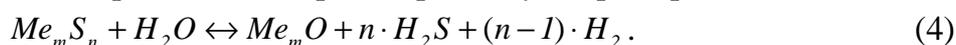
продукты которой взаимодействуют с парами воды. Диссоциация пирита на пирротин сопровождается с выделением элементарной серы. В связи с тем, что процесс взаимодействия сульфида металла с водяным паром протекает при повышенных температурах, механизм пароокисливания был выявлен с учетом термической диссоциации сульфидов. Диссоциация сульфидов может происходить по реакциям:



Если диссоциация сульфида металла происходит по реакции (1), то в паровой фазе следует ожидать присутствие  $H_2S$ ,  $SO_2$  и  $H_2$ , так как будет протекать реакция между элементарной серой и водяным паром. Водород же является продуктом окисления металла (например, Fe до FeO) или его оксида (например, FeO до  $Fe_3O_4$ ) водяным паром. При диссоциации по реакции (2) исходный сульфид металла (например, пирротин) превращается в более бедные по сере соединения (например, троилит), что предопределяет возможность дальнейшей диссоциации по маршруту реакции (1). В результате происходит образование металла, т.е. суммарно-начальный процесс окисливания сульфида металла может быть записан следующим образом:



Образовавшийся металл взаимодействует с парами воды с образованием оксида, а диоксид серы с водородом с образованием сероводорода. Суммарная реакция имеет вид:

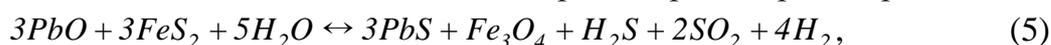


Таким образом, при взаимодействии пирита с водой при температурах 600-700 °C в системе могут присутствовать пары элементарной серы, сернистое железо, сероводород и водород. Повышение температуры до 1100 °C приводит к образованию в системе оксидов железа  $Fe_3O_4$ . Образование магнитного материала  $Fe_3O_4$  и наличие в системе элементарной серы, сероводорода и оксида серы позволяет создать новые комбинированные схемы переработки труднообогатимого рудного сырья.

В качестве примера можно привести комбинированные технологические схемы переработки некондиционных пиритных концентратов, окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд и золотосодержащих арсенопиритных руд и концентратов.

1. Образование в системе магнитного  $Fe_3O_4$  дает основание для создания технологической схемы утилизации некондиционных пиритных концентратов (рис. 1), т.к.  $Fe_3O_4$  магнитен и его можно удалить из огарка магнитной сепарацией, в немагнитной фракции концентрируются цветные металлы. Состав газовой фазы – элементарная сера, диоксид серы и сероводород, которые с помощью процесса Клауса, можно преобразовать в элементарную серу.

2. Если в систему  $FeS_2$ - $H_2O$  ввести оксиды свинца и цинка, то произойдет их сульфидирование за счет наличия в системе элементарной серы и сероводорода.



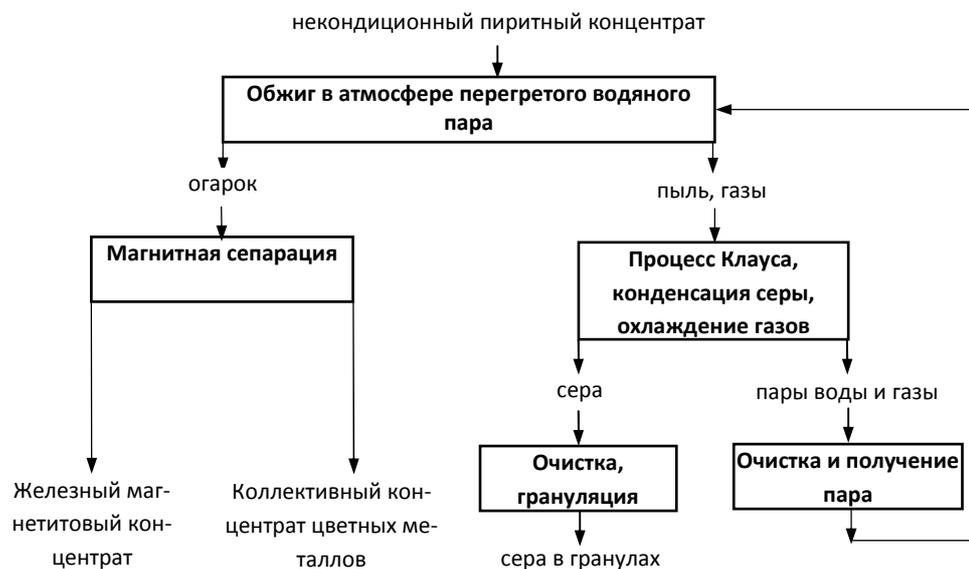
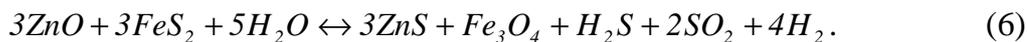


Рис. 1. Технологическая схема утилизации некондиционных пиритных концентратов

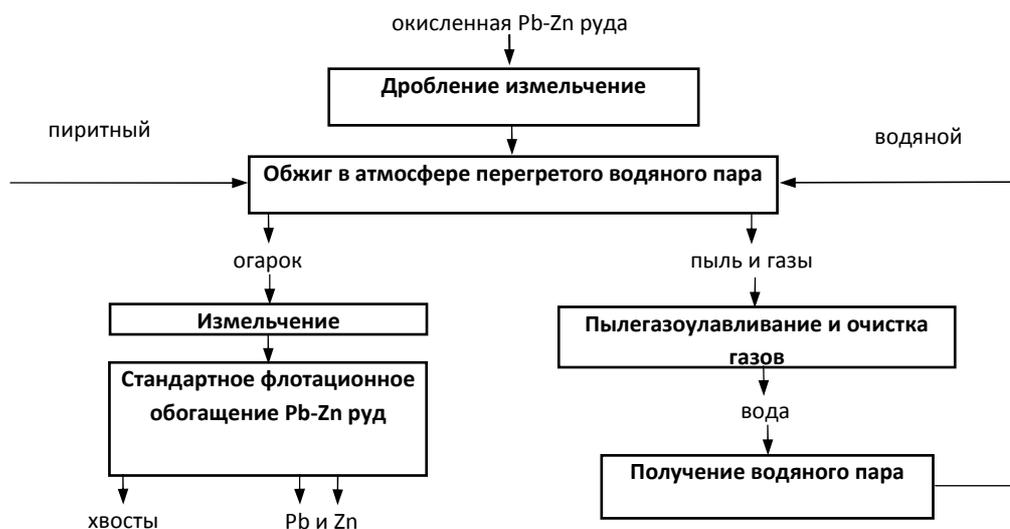


Рис. 2. Технологическая схема переработки окисленных Pb-Zn руд

Образование в системе сульфидов свинца и цинка позволяет разработать технологию (рис. 2) переработки окисленных свинцово-цинковых руд, заключающийся в их обжиге с пиритом в атмосфере перегретого водяного пара, а из полученного огарка свинец и цинк извлекают традиционными флотационными методами обогащения. На данный способ переработки окисленных Pb-Zn руд получен патент РФ № 2208059 от 10.07.2003.

3. Если в систему  $FeS_2-H_2O$  ввести арсенопирит, то произойдет образование три-

сульфида мышьяка  $2FeAsS + 4FeS_2 + 12H_2O \leftrightarrow 2Fe_3O_4 + As_2S_3 + 4H_2S + 3SO_2 + 8H_2$ . (7)

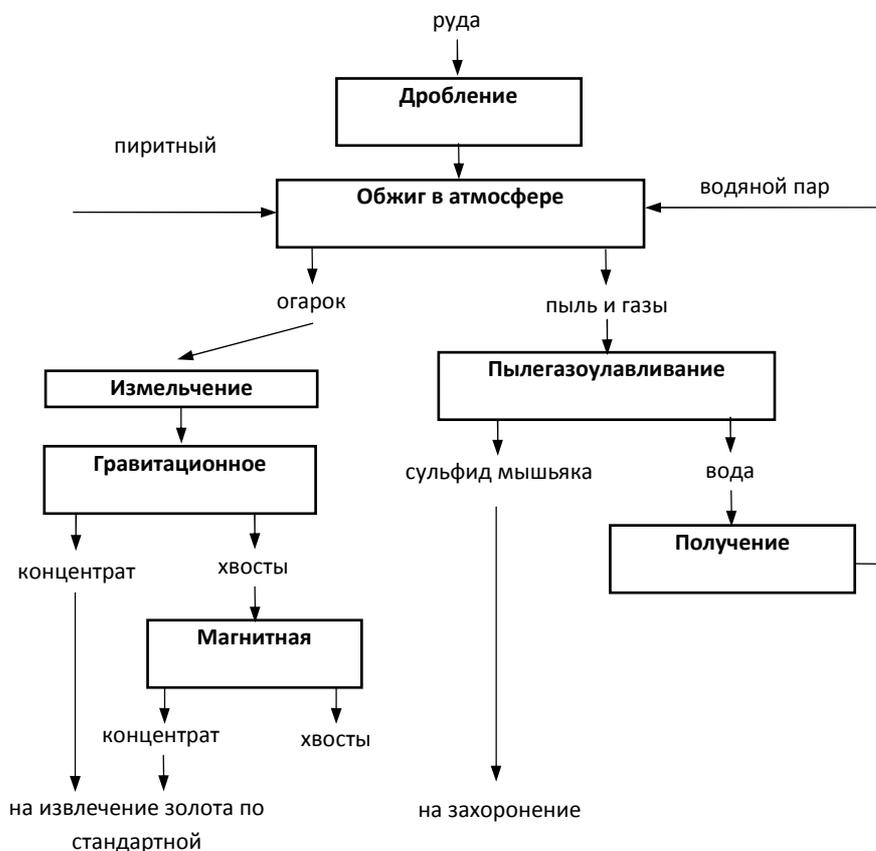


Рис. 3. Технологическая схема переработки золотосодержащего арсенопиритного концентрата или руды

Образование малотоксичного трисульфида мышьяка дает основание для разработки технологии переработки золотосодержащего арсенопиритного концентрата или руды (рис. 3). Данный способ переработки золотосодержащего арсенопиритного концентрата или руды защищен патентом РФ № 2309187 от 27.10.2007.

**Секция «Переработка техногенного сырья. Экономические аспекты»**

---

**Г.И. Газалева, А.А. Мушкетов (ст.)**

Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, umbr@umbr.ru

**ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ  
ПО ОЦЕНКЕ ХАРАКТЕРИСТИК МОНОМИНЕРАЛЬНЫХ ФРАКЦИЙ**

При оценке минерального сырья важным условием является выделение монофракций минералов. Мономинеральные фракции нарабатываются с применением методов обогащения и химических методов.

Предлагается метод выбора способа обогащения исходного сырья и схемы с помощью исследования мономинеральных фракций в работе Барского Л.А. и Плаксина И.Н. Метод состоит в следующем: - нарабатываются мономинеральные фракции, количество которых определим как  $m$ ; - у наработанных мономинеральных фракций определяются несколько разделительных физических признаков  $n - \xi_1; \xi_2.. \xi_n$ , например, магнитная восприимчивость, плотность, флотуемость, удельная электропроводность и др.; - у каждой мономинеральной фракции также определяется содержание основного полезного компонента  $-\beta_1, \beta_2... \beta_m$ ; - строится  $n$  зависимостей содержания основного полезного компонента в мономинеральной фракции от физического признака разделения  $m -$

$$\begin{aligned} \beta &= f(\xi_1); \\ \{ \beta &= f(\xi_2); \\ &..... \\ \beta &= f(\xi_n) \end{aligned} \tag{1}$$

Назовем данные зависимости  $\beta$  характеристиками монофракций; - проводится аппроксимация каждой зависимости линейным уравнением:

$$\beta = a + b * \xi; \tag{2}$$

- определяется тангенс угла наклона каждого линейного уравнения  $\theta_1, \theta_2... \theta_n$  - критерий крутизны линейных характеристик. Чем меньше крутизна линейной характеристики, тем эффективнее применение при обогащении данного разделительного физического признака.

Следует отметить, что при определении физических признаков и построении  $\beta$  характеристик монофракций существуют следующие ограничения: - определение физических признаков должно производиться на мономинеральных фракциях одной и той же крупности; - единицы измерения физических признаков должны быть приведены к единой шкале; - угол наклона линейной кривой должен колебаться в диапазо-

не от 0 до 90<sup>0</sup>С; - корреляционное отношение линейного уравнения не должно быть менее какого-то значения  $f$ . Где  $f$  принимается с точки зрения заданной адекватности модели.

Для примера строим характеристики условного мономинерального сырья, определяем  $\beta$  полезного компонента. Далее определяем углы  $\theta_1, \theta_2 \dots \theta_3$ , а затем критерии крутизны данных характеристик –  $\text{tg}$  углов. Тангенсы данных углов для условного сырья равны:  $\text{tg } \theta_1 = 0.577$ ;  $\text{tg } \theta_2 = 0.424$ ;  $\text{tg } \theta_3 = 0.364$ .

Таким образом, наименьшая крутизна линейной аппроксимации функции  $\beta = f(\xi_n)$  для  $n$ -ного набора мономинеральных фракций характерна для физического признака электропроводности.

Физический смысл критерия крутизны линейной аппроксимации  $\beta$  характеристики монофракций вида  $\beta = f(\xi_n)$  для  $n$ -ного набора мономинеральных фракций заключается в том, что, чем более разница в значении физического разделительного признака между мономинеральными фракциями, тем выше данная кривая, а значит эффективнее разделение мономинеральных фракций с использованием данного физического признака и метода обогащения. В качестве примера приведем исследования мономинеральных фракций, выделенных из красных шламов – отходов глиноземного производства при получении алюминия, приведённых в работе Сабирзянова Н.А. и Яценко С.П.

Из красных шламов Уральского алюминиевого завода были выделены методами обогащения три мономинеральных фракции – гематит, шамозит и кальцит. Формула гематита -  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , шамозита -  $\text{Fe}_4\text{Al}[\text{AlSi}_2\text{O}_{10}(\text{OH})_6]$  и кальцита  $\text{CaO}$ .

В каждой из мономинеральных фракций было определено содержание железа общего – Fe. Оно составило: - в мономинеральной фракции гематита – 55,7%; - в мономинеральной фракции шамозита – 34,7%; - в мономинеральной фракции кальцита - содержание CaO – 85%. У каждой из фракций определялись физические признаки – плотность и удельная магнитная восприимчивость. На основании полученных данных построены  $\beta$  характеристики монофракций - кривые  $\beta = f(\xi_1)$  и  $\beta = f(\xi_2)$ , где  $\beta$  – содержание железа общего,  $\xi_1$  – плотность,  $\xi_2$  – удельная магнитная восприимчивость. При этом условно принимаем  $f \geq 0,7$ . Углы  $\theta_1, \theta_2$  – составляют соответственно для кривых  $\beta = f(\xi_1)$  и  $\beta = f(\xi_2)$  – 40 и 23<sup>0</sup>С, а тангенсы данных углов равны:  $\text{tg } \theta_1 = 0.839$ ;  $\text{tg } \theta_2 = 0,424$ . Таким образом, критерий - крутизна  $\beta$  характеристики монофракций определила приоритетность применения магнитной сепарации в голове процесса обогащения.

На основании применения указанного метода разработана предварительная технологическая схема обогащения красных шламов с получением железного концентрата. В голове схемы находятся две операции высокоградиентной мокрой магнитной сепарации ВГММС, которые позволили сконцентрировать содержание железа общего в концентрате с 33,3 до 40,8%. Схема позволяет получать железный концентрат с содержанием железа общего 48-50% и выходом – 15-16%.

**Выводы.**

1. Предложена методика построения  $\beta$  характеристик монофракций исходного сырья с целью выбора и обоснования оптимальных методов его обогащения
2.  $\beta$  характеристики монофракций линеаризуются и у них определяется крутизна линейной аппроксимации  $\beta$  характеристики –  $\text{tg}\theta$  – критерий ее оценки.
3. На основании применения разработанной методики была выбрана оптимальная схема обогащения красных шламов, в голове которой была использована высокоградиентная мокрая магнитная сепарация. Схема позволила получать железный концентрат с содержанием железа общего 48-50% и выходом – 15-16%.

***Е.А. Фалей, Ю.П. Морозов***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия;  
efalej@yandex.ru, tails2002@inbox.ru

**ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ  
ТУРБУЛИЗАЦИОННОЙ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ\***

Практика гравитационного обогащения свидетельствует о том, что в последнее время центробежная сепарация все чаще включается в гравитационные схемы. Применение центробежных сепараторов позволяет эффективно извлекать тяжелые минералы, повысить извлечение тонких классов крупности благородных металлов. Хорошо зарекомендовали себя турбулизационные центробежные сепараторы, позволяющие извлекать в концентрат частицы благородных металлов крупностью более 5 мкм.

Турбулизационные центробежные сепараторы используют принцип разрыхления минеральной постели водой, подаваемой через турбулизатор изнутри конуса сепаратора, что обеспечивает хорошее разрыхление минеральной постели и позволяет извлекать тонкодисперсные частицы благородных металлов.

Разработан широкий типоразмерный ряд турбулизационных центробежных сепараторов с диаметрами конуса в верхней части 80, 180, 210, 400, 600 и 1000 мм.

Нами разработана методика моделирования движения частиц в конусе турбулизационного центробежного сепаратора, согласно которой перемещение элементарного объема пульпы рассматривается поэтапно. В конусе центробежного сепаратора условно выделены характерные зоны: зона горизонтального потока пульпы, зона движения пульпы вдоль образующей конуса сепаратора, зона движения частиц в пазах центробежного сепаратора. При этом выделенный объем пульпы разделен на слои, рассматривается перемещение частиц каждого класса крупности по слоям во време-

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (грант № 13-05-00008)

ни. Предлагаемая методика позволяет найти оптимальные технологические и конструктивные параметры центробежных сепараторов.

Детально изучен механизм формирования пристеночного слоя в турбулизационном центробежном сепараторе. Разрыхление пристеночного слоя в турбулизационных аппаратах напоминает отсадку, когда попеременно образуются восходящий и нисходящий потоки. При таком механизме разрыхления имеет место сегрегация материала, способствующая проникновению тонких частиц ценного компонента вглубь паза между более крупными породными частицами.

Выполнено экспериментальное моделирование процесса турбулизационной центробежной сепарации на искусственных смесях. Изучено влияние технологических параметров работы центробежного сепаратора на технологические показатели процесса при извлечении тяжелых минералов различной крупности. В зависимости от параметров работы аппарата и крупности извлечение тяжелых минералов в тяжелую фракцию центробежной сепарации составило от 70 до 98%. Установлено, что с увеличением частоты вращения конуса сепаратора растет выход и извлечение тяжелых минералов в тяжелую фракцию, но снижается ее качество. С увеличением расхода турбулизирующей воды качество тяжелой фракции повышается, кривая извлечения имеет максимум, соответствующий оптимальному значению расхода турбулизирующей воды. Для извлечения тонкодисперсных частиц ценного компонента оптимальными параметрами работы центробежного сепаратора являются повышенная частота вращения конуса и небольшой расход турбулизирующей воды.

Испытания в промышленных условиях турбулизационных центробежных сепараторов доказали их высокую эффективность и эксплуатационную надежность. На сегодняшний день внедрено более 10 турбулизационных аппаратов. Так, из хвостов Семёновской ЗИФ (Баймакский р-н, Республика Башкортостан) на центробежных сепараторах К-1000 получен концентрат с массовой долей золота 35 г/т при извлечении 80%. Нарботано 15 тонн концентрата. Полученный концентрат является товарным продуктом, который может быть направлен в медную плавку. Также центробежные сепараторы К-1000 испытаны при переработке текущих хвостов обогатительной фабрики ЗАО «Бурибаевский ГОК» (п. Бурибай, Республика Башкортостан). В тяжёлой фракции центробежного сепаратора наблюдалось увеличение концентрации золота в 2-4 раза.

В настоящее время сепаратор К-1000 работает в составе установки для переработки золотосодержащих техногенных головок на реке Винновка (Свердловская обл.).

Одним из направлений повышения извлечения связанного с пиритом золота является тонкое измельчение продукта и последующее извлечение золота методами гравитации или гидрометаллургии. Нами исследованы возможности центробежной сепарации тонкоизмельченного промпродукта обогащения (серого шлиха) руды Игуменского месторождения Магаданской области с массовой долей золота 73 г/т.

Установлено, что центробежная сепарация исходного продукта позволяет полу-

чать концентрат с массовой долей золота до 480 г/т при извлечении его в концентрат 45-53%. После тонкого измельчения материала показатели центробежной сепарации существенно улучшаются. При массовой доле золота в концентрате 798 г/т извлечение его в концентрат составило 86,5%.

Нами изучена возможность гравитационного извлечения золота с применением турбулизационного центробежного сепаратора К-210 при переработке медно-золотой руды с массовой долей золота 1,0 г/т. Фазовым анализом установлено, что в руде, измельченной до крупности 94% класса минус 3 мм, содержится до 30% свободного золота, около 65% золота связано в сростках с сульфидами. Свободное золото примерно наполовину представлено частицами крупностью менее 50 мкм.

Опробование схемы измельчения показало наличие накопления золота в циркулирующем продукте. Степень концентрации золота в песках гидроциклонов составляет более 8. Проведены исследования гравитационного обогащения песков гидроциклонов по схеме, включающей грохочение с выделением класса крупности плюс 0,5 мм, циркуляционную концентрацию класса крупности минус 0,5 мм и турбулизационную центробежную сепарацию песковой фракции циркуляционной концентрации.

Установлено, что комбинированная схема гравитационного обогащения песков гидроциклонов замкнутого цикла измельчения позволяет извлечь около 10% золота в шлиховой продукт с массовой долей золота 88% и более 35% золота в золотосодержащий продукт с массовой долей золота более 200 г/т. Суммарное извлечение золота по отношению к исходной руде составило около 30%.

С целью повышения производительности аппаратов была разработана конструкция турбулизационного центробежного сепаратора, отличительной особенностью которой является установка нескольких конусов на одном валу, расположенном горизонтально в двух подшипниковых узлах. Сепаратор К-600×5-Г испытан на хвостах коллективной медно-молибденовой флотации на ОФ СП “Эрдэнэт”. Установкой на одном валу центробежного сепаратора нескольких конусов удалось значительно повысить его производительность.

На сегодняшний день ведутся работы в области создания турбулизационного центробежного сепаратора с автоматизированной разгрузкой тяжелой фракции. Преимуществами данного аппарата являются модульная конструкция, которая позволяет обеспечить любую производительность аппарата, и автоматизированная система разгрузки тяжелой фракции, позволяющая в широком диапазоне регулировать выход тяжелой фракции.

Таким образом, турбулизационные центробежные сепараторы имеют большие перспективы в области переработки руд и техногенного сырья для извлечения тонкодисперсных частиц благородных металлов и минералов повышенной плотности наряду с существующими зарубежными и отечественными центробежными аппаратами.

*Л.Г. Герасимова, А.И. Николаев*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия

## **МИНЕРАЛЬНЫЕ ОТХОДЫ ГОРНООБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОИЗВОДСТВ – ПЕРСПЕКТИВНОЕ ТЕХНОГЕННОЕ СЫРЬЕ**

Вопросы утилизации отходов обогащения и переработки минерального сырья являются актуальными во всем мире. Растущий объем добычи и переработки минерального сырья приводит к увеличению отходов, порождает экологические проблемы особенно серьезные для северных регионов. Это делает актуальными исследования по их переработке с получением новых видов продукции, имеющей спрос на российском зарубежном рынках. Исследовательские и внедренческие работы в данном направлении способствуют сокращению количества отходов, повышению эффективности использования минеральных ресурсов и одновременно способствуют решению некоторых социальных вопросов для регионов, в частности, появление рабочих мест на новых производствах и отчисления в местный бюджет.

К числу отраслей промышленности, использующих большие объемы сырья, относятся строительная и лакокрасочная индустрия. Постоянно растет их спрос на пигменты, пигментные наполнители, диспергирующие составы, загустители и т.д.

Продукты с пигментными свойствами широко применяются также при изготовлении пластмасс, бумаги, резины. Интерес представляют и, в частности, для нашего региона, такие материалы, как титанофосфатные сорбенты, которые помогут решить серьезные экологические проблемы, касающиеся очистки стоков от токсичных и радиоактивных веществ, образующихся при эксплуатации химических предприятий и спецобъектов.

Получение нетоксичных композиций на основе сульфатов титана и алюминия позволит заменить хромовые дубители и значительно снизить расходы кожевенных предприятий на очистку стоков, вредных для окружающей среды.

Разработанная в ИХТРЭМС и Центральной лаборатории ОАО «Апатит» технология переработки отходов обогащения апатит-нефелиновых руд (АНР), содержащих нефелин, апатит, сфен, эгирин и др., была направлена в основном на получение сфенового концентрата, очищенного от фосфора и серы для нужд электродной промышленности (содержание  $TiO_2$ -36-37%). Она состоит ряд обогатительных и химических переделов, включающих тщательную отмывку сфена от кислого маточного раствора, что влияет на стоимость конечного продукта.

Для получения синтетической продукции (сорбентов и дубителей, гидроксидов титана) можно использовать и сфеновый концентрат с более низким содержанием  $TiO_2$ , что позволит сократить число технологических операций и соответственно сни-

зять стоимость концентрата.

Преимущества сфенового концентрата как сырья заключаются в том, что при сравнительно низком содержании титана в нем практически отсутствует железо. Этот факт упрощает его технологический передел, но сопровождается необходимостью утилизации значительного количества твердых отходов в виде кальций-кремнеземного остатка (продукта реакции серноокислотного разложения сфена). Все эти аспекты учитывались при разработке варианта технологии, в котором предполагается получение универсального титанового прекурсора, пригодного для его преобразование в продукты различного назначения, учитывающего потребности рынка, а также получение дополнительных продуктов за счет утилизации отходов технологии. Технология всесторонне изучена, и результаты исследований применены к конкретным способам переработки сфенового концентрата (разработки защищены 9 патентами).

Для более наглядного представления целесообразности и внедрения технологических разработок по этапам приводится блок-схема (рис.).

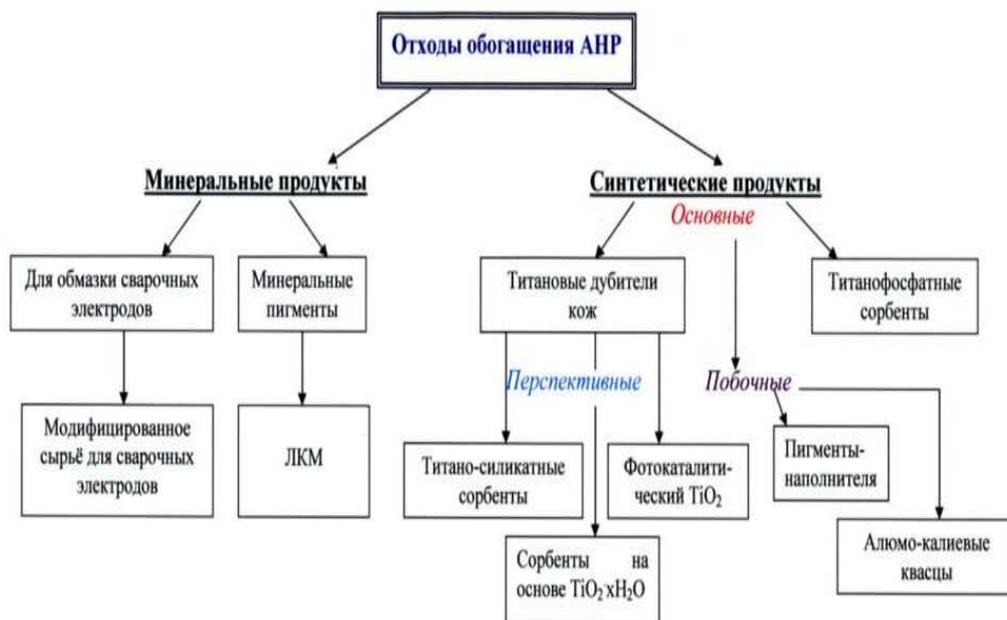


Рис. Блок-схема переработки отходов обогащения АНР

Таблица

Сырье. Продукты (основные и побочные)	Мощность производства, тыс.т/год		Реализация продукции, тыс.долл	
	min.	max.	min.	max.
Отходы обогащения АНР	100	300	-	
Сфеновый концентрат	5	15	-	
Сварочные материалы	1	6	160	960
Титановые дубители кож	5	15	7500	21000
Титанофосфатный сорбент	0,02	0.2	400	4000
Пигментный наполнитель	7,5	22,5	750	2250
Алюмокалиевые квасцы	0.5	1.5	250	750

Итого:	-	-	9060	28960
--------	---	---	------	-------

Блок «Минеральные продукты» - наименее затратный по требуемым вложениям средств, но он не даст большой экономической эффект, т.к. стоимость минеральных концентратов наиболее низкая, по сравнению с синтетическими продуктами. Данный блок должен дополнять химическую переработку концентратов.

Побочные продукты переработки отходов АНР также не принесут большой прибыли, но они минимизируют количество отходов и в целом улучшают экономические показатели производства.

Наиболее прибыльным является инновационное производство перспективных синтетических продуктов – титановые дубители, титано-фосфатный сорбент, нанопористые титаносиликатные продукты различного назначения. Если технология первых двух продуктов близка к реализации, то последний относится к малоизученным, как по технологии получения, так и по применению.

Ориентировочные потребности внутреннего рынка, объемы производства основных и побочных продуктов (без учета перспективных продуктов), а также их стоимость приведены в табл.

***Г.П. Двойченкова, А.П. Козлов, В.Г. Миненко, А.С. Тимофеев***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия;

## **АНАЛИЗ СПОСОБОВ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ОСАЖДЕНИЯ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ШЛАМОВ ИЗ ВОДНЫХ СИСТЕМ ХВОСТОХРАНИЛИЩАЛМАЗОИЗВЛЕКАЮЩИХ ФАБРИК**

Проблема удаления шламовых частиц в различных технологических водных системах является ключевой практически для всех этапов освоения алмазоносных месторождений, начиная с разработки и выемки рудной массы и заканчивая ее переработкой и обогащением.

В качестве объектов исследований были рассмотрены шламсодержащие суспензии хвостохранилищ ОФ№14 АГОКа, ОФ№16 НГОКа и ОПУ№1 ЛГОКа, характеризующейся повышенным содержанием глинистых минералов и вторично измененных кимберлитов.

В процессе выполненных исследований изучена взаимосвязь ионного состава оборотных вод, минерального состава шламов и степени дисперсности взвешенных частиц.

С использованием специально созданного макета проведены исследования методов обесшламливания оборотных вод для условий переработки алмазосодержащего сырья различного вещественного состава.

Определены оптимальные условия коагуляции и выделения шламов из исследуемых оборотных вод.

Установлено, что в исследуемых условиях наиболее эффективна интенсификация процессов обесшламливания с применением методов криогенной обработки (вымораживания), электрохимического способа и метода электрофоретической сепарации.

На основании анализа результатов выполненного комплекса теоретических и экспериментальных исследований сделаны следующие основные выводы:

1. Криогенная обработка шламсодержащих вод в исследуемых условиях приводит к увеличению начальной максимальной скорости их осаждения с 4,3 до 21 мм/мин (почти в 5 раз) и увеличению уплотнения образующегося осадка в 1,9 раза. Рекомендуется к использованию в зимний период методом циклического применения: заморозка (зимний период), оттайка (весенний период);

2. Результаты проведенного комплекса исследований по использованию электрохимического метода для интенсификации процесса осветления исследуемых шламсодержащих водных систем позволяют рекомендовать его к дальнейшей разработке и реализации в промышленных условиях при следующих средних технологических показателях:

- применение электрохимического коагулянта эффективно в условиях проведения эксперимента. В исследуемых интервалах скорость осаждения шламов увеличилась в 1,6 раза при снижении верхней границы уплотняющегося осадка на 10 %;
- прямая электрохимическая обработка исследуемых шламсодержащих водных систем повышает в условиях проведения экспериментов скорость осаждения шламов в 1,5 раза при снижении верхней границы уплотняющегося осадка на 8%;
- частичная обработка осветленной воды в аппарате бездиафрагменного типа и последующее ее использование в качестве реагента – коагулятора также обеспечивает эффективную интенсификацию процесса осаждения шламистых частиц.

3. В условиях проведения эксперимента оптимальное время электрохимической обработки шламсодержащей суспензии составляет 30 секунд; при этом происходит увеличение скорости осаждения шламов в 1,74 раза с 4,7 до 8,17 мм/мин при уплотнении осадка в 1,4 раза. Расход электроэнергии в данном случае составляет в среднем 1,3 кВт·ч/м<sup>3</sup> шламсодержащей воды;

4. Разработана модель электрофоретического сепаратора для осветления смектитсодержащих суспензий с исходным содержанием глинистых минералов до 200г/л. Предложенный метод электрофоретической сепарации позволяет стабильно извлекать глинистые шламы из сапонитсодержащих водных систем при степени очистки слива 87,1%.

***В.Г. Миненко, А.Л. Самусев, А.С. Тимофеев***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия; vladi200@mail.ru

## **ГЛУБОКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ШЛАМСОДЕРЖАЩИХ ВОД АЛМАЗОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ С ПОЛУЧЕНИЕМ САПОНИТА**

Одна из значимых проблем организации замкнутого водооборота на алмазодобывающих предприятиях России - высокая концентрация тонкодисперсных шламов в технологических водах, снижающая эффективность обогатительных процессов.

Характерная особенность месторождений ОАО «Севералмаз» – высокое содержание сапонита. В водной среде данный минерал образует тонкодисперсную гелеобразную суспензию с концентрацией сапонита более 200 г/дм<sup>3</sup>, частицы которого характеризуются крупностью менее 5 микрон, удельной поверхностью около 40 м<sup>2</sup>/г, высокой сорбционной способностью по отношению к воде и газам и, как следствие, низкой скоростью осаждения, что создает большие сложности при обеспечении замкнутого водооборота на обогатительных фабриках, что приводит к снижению извлечения алмазов в процессах тяжелосредной и рентгенолюминесцентной сепараций, повышению потребления чистой воды, снижению срока службы оборудования и экологической безопасности производства в целом.

Важно отметить, что испытанные за последние 15 лет известные гравитационные, фильтрационные, реагентные и другие методы не позволили решить проблему осветления технологических вод предприятий ОАО «Севералмаз». Так, например, применение флокулянтов наоборот приводит к стабилизации шламовой суспензии, т.е. она становится не текучей.

В связи с вышеизложенным, актуальность работы обусловлена необходимостью организации качественной системы водооборота, обеспечивающей высокое извлечение алмазов, снижение экологической нагрузки на окружающую среду и попутное получение сапонита.

Одним из наиболее перспективных методов интенсификации процессов обогащения, в т.ч. и обесшламливания вод, развиваемых в последние 15 – 20 лет в ИПКОН РАН, является электрохимическое воздействие, позволяющее без введения реагентов получать значительные технологические эффекты и в широком диапазоне изменять физико-химические характеристики, ионный и газовый составы водных систем и направленно регулировать электроповерхностное состояние минеральных частиц.

Цель работы – создание теоретической основы электрохимического метода очистки и глубокой переработки шламосодержащих вод алмазодобывающих предприятий с получением сапонита. Объектом исследований являлись сапонитсодержащие водные системы хвостохранилища и ОФ №1 ОАО «Севералмаз».

Сапонит – высокомагнезиальный глинистый минерал, относится к минералам подкласса слоистых силикатов, группы монтмориллонита. В виде изоморфной примеси содержит Fe, иногда Cr, а также Ni, Zn, Cu, Li. Образуется при выветривании темноцветных (магниевых) минералов ультраосновных пород и обладает свойствами бентонитов.

Как товарный продукт сапонит может быть использован: в литейном производстве и металлургии для окомкования железорудных концентратов, смазки при прокате металлов; в строительстве для производства керамики, керамзита, буровых и тампонажных растворов, а также пластификаторов; в нефтедобывающей и нефтеперерабатывающей промышленности для улучшения качества и регенерации ГСМ, десульфизации нефти; в химической промышленности для очистки сточных выбросов; в медицине и фармакологии для производства лекарственных препаратов эфферентного действия; в сельском хозяйстве для производства комплексной минеральной добавки к кормам и повышения урожайности злаков и овощей, для детоксикации грунтов, очистки жидких пищевых продуктов, получения легких пористых наполнителей, как мелиорант, для производства биоминеральных удобрений; в пищевой промышленности для очистки жидких органических сред и питьевой воды; в легкой и других видах промышленности для производства бумаги и утяжелителей для тканей; для производства катализаторов и наполнителей и пр.

Для структуры сапонита характерно слоистое расположение анионов и катионов в кристаллической решетке. Также очень важным его свойством является способность к обмену катионами. Обменные катионы ( $\text{Na}^+$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Ca}^{2+}$ ), присутствуя в составе минерала, не участвуют в его кристаллической структуре. Будучи адсорбированы, они лишь частично компенсируют остаточный отрицательный заряд кристаллической решетки, возникающий в результате замены в ней высоковалентных катионов более низковалентными (например,  $\text{Al}^{3+}$  на  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Si}^{4+}$  – на  $\text{Al}^{3+}$ ).

В связи с этим, для эффективного выделения сапонита из шламсодержащих вод впервые разработан и апробирован безреагентный электрохимический метод. Сущность метода заключается в следующем: наличие отрицательного заряда тонкодисперсных частиц сапонита обеспечивает их «налипание» в процессе электрохимической обработки на положительно заряженный электрод – анод и «отталкивание» от катода.

Результатами проведенных экспериментальных исследований установлена возможность интенсификации процессов извлечения и осаждения шламов из вод хвостохранилища ОФ №1 ОАО «Севералмаз» по следующим направлениям:

- применение электрохимического сепаратора (рис. 1) с положительно заряженным барабаном (сапонит извлекается на барабан) позволяет извлекать в сгущенный продукт до 82% минералов монтмориллонитовой группы, и получать до 50% осветленного слива с содержанием твердого менее 38 г/дм<sup>3</sup>;

- применение электрохимического сепаратора с отрицательно заряженным барабаном (сапонит остается на дне ванны сепаратора, а с поверхности барабана извлекается слой осветленной воды) позволяет получать из исходных шламодержащих вод до 76% осветленного слива с содержанием твердого от 1 до 60 г/дм<sup>3</sup>, а после отстаивания – менее 0,5 г/дм<sup>3</sup>. При этом сгущенный сапонитсодержащий продукт характеризуется содержанием твердой фазы до 600 г/дм<sup>3</sup>.

Результаты исследований гранулометрического состава и электрокинетического потенциала минеральных частиц продуктов, полученных на электрохимическом сепараторе показали, что сапонитсодержащий продукт, осажденный на аноде, отличается пониженной (менее 5 мкм) крупностью и более отрицательным значением электрокинетического потенциала (-28 мВ) в сравнении с исходной пробой (6 мкм, -24 мВ). Сорбционным методом измерения удельной поверхности установлено, что средняя величина удельной поверхности минеральных частиц в исследуемых пробах составила: в исходной шламодержащей воде – около 40 м<sup>2</sup>/г; в полученном сапонитсодержащем продукте – 43 м<sup>2</sup>/г; в осветленном сливе – 38 м<sup>2</sup>/г. То есть минеральные частицы извлеченного сапонитсодержащего продукт отличается более отрицательным зарядом, низкой крупностью и большей величиной удельной поверхности.

Таким образом, в результате выполнения работы научно обоснован, разработан и апробирован электрохимический безреагентный метод выделения сапонита из технологических вод ОАО «Севералмаз», обеспечивающий его извлечение более 82%; выход осветленного слива до 76% при степени очистки 41 – 99,5%.

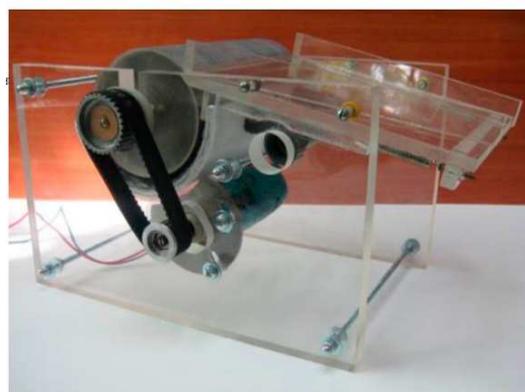
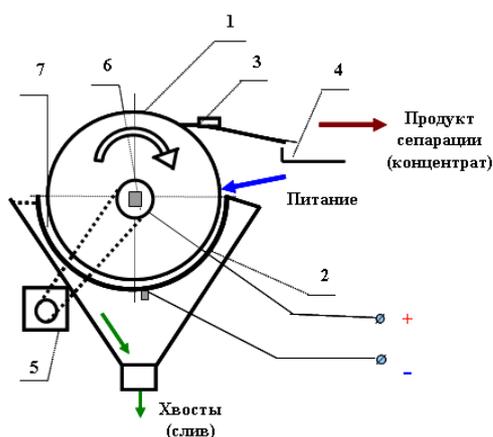


Рис. 1. Принципиальная схема и лабораторная модель электрохимического сепаратора для выделения сапонита:

1 - барабан; 2 - ванна; 3 - скребок; 4 - разгрузочный лоток; 5 - привод; 6 - токосъемник; 7 - питающая полость

Исследовательскими укрупненными испытаниями, выполненными с использованием разработанного электрохимического сепаратора, подтверждена возможность эффективного извлечения и осаждения тонкодисперсных шламов (сапонита), как из

оборотной воды с содержанием шламов до 82 г/дм<sup>3</sup>, так и сливов классификатора с содержанием шламов 257 г/дм<sup>3</sup>.

Удельный расход электроэнергии составил 4 – 7 кВт\*ч на 1 м<sup>3</sup> исходной или до 5 – 8,8 кВт\*ч на 1 м<sup>3</sup> осветленной воды. При этом электрохимическое воздействие позволяет получить, независимо от исходной концентрации шламов в пульпе, осветленные сливы с содержанием твердой фазы до 20 г/дм<sup>3</sup> и сапонитсодержащий продукт с содержанием твердой фазы до 600 г/дм<sup>3</sup> при извлечении более 80 %. Доочистка слива в пакетном сгустителе обеспечивает содержание в нем твердой фазы 3 – 15 г/дм<sup>3</sup>.

***С.А. Мастюгин<sup>1</sup>, М.А. Ласточкин<sup>2</sup>, В.Г. Лобанов<sup>3</sup>, Р.С. Воинков<sup>1</sup>***

<sup>1</sup>ОАО «Уралэлектромедь», В-Пышма, Россия; S.Mastugin@elem.ru

<sup>2</sup>ООО «Институт Гипроникель», г. Санкт-Петербург, Россия

<sup>3</sup>УрФУ им. Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия

## **РАЗРАБОТКА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДЕЭЛЕКТРОЛИТНЫХ ШЛАМОВ**

В условиях переработки бедного сырья происходит снижение качества промпродуктов и параметров извлечения цветных и драгоценных металлов. Так, в анодных шламах, получающихся при рафинировании меди и никеля, уменьшается содержание золота, серебра и платиновых металлов. При этом сквозное извлечение металлов также имеет тенденцию к понижению.

Эффективный способ обогащения медеэлектролитных шламов на основе окислительного автоклавного выщелачивания с последующей флотацией полученного продукта разработан институтом «Гипроникель» совместно с ОАО «Уралэлектромедь». Автоклавное выщелачивание успешно решает вопрос обезмеживания шламов и подготовки поверхности минералов к флотированию. Посредством флотации удается отделить оксидную фазу шлама – сульфатный свинец, оксиды свинца, сурьмы, мышьяка – от драгоценных металлов и их халькогенидов и, прежде всего, селенида серебра.

Конгломераты сросшихся соединений не позволяли полно разделить оксидную и халькогенидную составляющие обезмеженного шлама: извлечение свинца и сурьмы в хвосты флотации не превышало 70-75%.

Было установлено, что причиной этого является текстура продукта, а именно закапсулированность оксидных соединений в сфероидах селенида серебра. Доводка флотоконцентрата с использованием ультратонкого истирания на бисерных мельницах позволила вывод из продукта в хвосты флотации свинца довести до 95, сурьмы до 92% и получить концентрат с суммарным содержанием драгоценных металлов и селена до 90-92% при их высоком извлечении.

Термодинамические расчеты и исследования показали принципиальную воз-

возможность разделения химических элементов из состава флотоконцентрата в условиях как окислительных, так и восстановительных сред.

Были опробованы разные варианты гидрохлорирования, а также окисления концентрата техническим кислородом в автоклавных условиях; для восстановления драгоценных металлов использовали электрохимическое катодное выщелачивание и другие окислительно-восстановительные приемы в водной системе.

В тоже время полученные хвосты флотации оказались перспективным сырьем для извлечения из них свинца и сурьмы (возможно, олова и висмута) гидрометаллургическим способом. Основными операциями при этом явились: обработка продукта комплексонами для селективного выщелачивания свинца с последующим извлечением свинца в форме его сульфата и регенерацией комплексона электроэкстракцией, а также солянокислая обработка остатка и гидролитическое осаждение солей сурьмы из раствора. Возврат остатка в «голову» процесса позволит двести извлечение драгоценных металлов, селена и теллура до 99,5-99,8% при низкой себестоимости производства. Ликвидация же существующих пирометаллургических операций – практически исключить получение отходов – шлаков, пылей и печных выломок, а также снизить негативное воздействие производства на окружающую природную среду.

***О. Эрдэнэтуяа***

КОО «Предприятие Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия; erdenetuya@erdenetmc.mn

## **ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ОСАЖДЕНИЯ ИОНОВ МЕДИ ИЗ ОБОРОТНЫХ ВОД ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ ГОКА «ЭРДЭНЭТ»**

Результатами ранее проведенных исследований было показано, что эффективным путем очистки сильнозагрязненных стоков является смешивание фильтрационных вод хвостохранилища со стоками городских очистных сооружений [1, 2]. Достижение максимальной степени очистки предполагает оптимизацию условий очистки, например путем регулирования щелочности смешиваемых вод. Для выбора оптимальных условий осаждения были проведены укрупненные исследования в промышленных условиях. В качестве источников сточных вод использовались воды поддамбного ручья, имитирующие входной поток фильтрата и стоки городских очистных сооружений. Эти стоки смешивались в различных соотношениях (от 1:1 до 1:3) и выдерживались в течение 12 часов в контакте с воздухом. Такие условия весьма точно отражали предполагаемые условия их совместного кондиционирования.

Результаты исследований параметров связей между отдельными компонентами ионного состава и рН, представленные на рис. 1, показывают следующее.

Зависимости концентраций ионов меди, желез от рН (рис. 1, кривые 1,2) имеют

вид нисходящих кривых, асимптотически стремящихся к нулю при росте рН. Зависимость между концентрацией олеатных ионов и рН (рис.1, кривая 3) характеризуется наличием минимума концентраций на уровне 0,7 мг/л в области рН от 6,5 до 7,3. Зависимость между концентрацией ионов кальция и рН (рис.1, кривая 4) слабо выражена и имеет вид, близкий к прямой линии. Концентрации ионов кальция с ростом рН в исследованном интервале практически не изменяется. Зависимость между концентрацией бикарбонатных ионов и рН (рис. 1, кривая 5) также слабо выражена и имеет вид, близкий к параболе. Концентрации бикарбонатных ионов с ростом рН в исследованном интервале рН увеличивается со 145 до 180 мг/л.

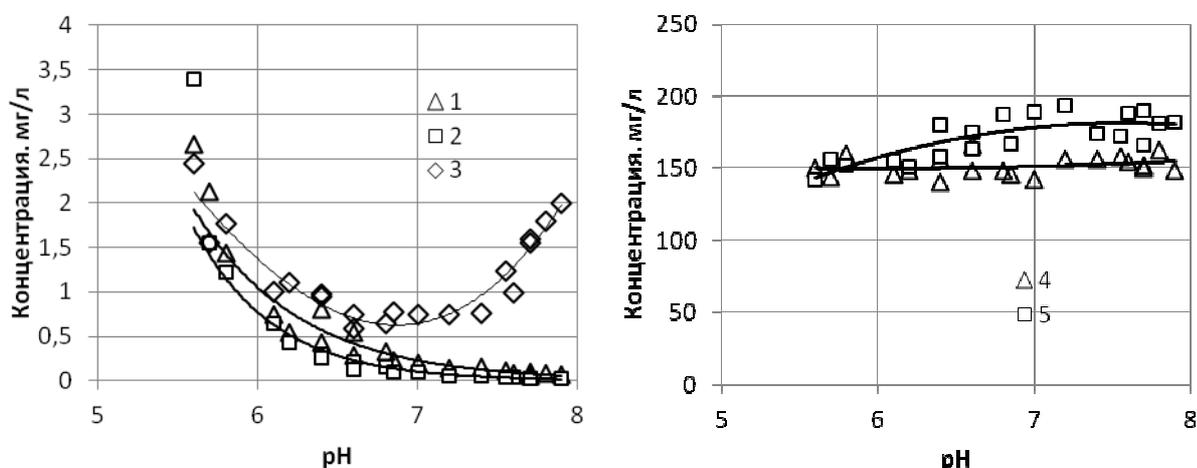


Рис.1. Зависимости концентраций ионов от рН жидкой фазы стоков в фильтрационном канале:

1- медь; 2 – железо; 3 – жирные кислоты; 4 – кальций; 5 – бикарбонат ион

Зависимости концентрации ионов меди и железа от рН с высокой степенью точности описывается экспоненциальными уравнениям ( $R^2=0,95 - 0,96$ ), а зависимость концентрации олеатных ионов от рН с высокой степенью точности описывается степенным уравнением третьей степени ( $R^2=0,9$ ).

Полученные результаты (высокие к-ты детерминированности аппроксимационных уравнений) свидетельствуют о наличии устойчивой закономерности максимального снижения концентрации олеатных ионов в области рН от 6,5 до 7,2, обусловленной образованием в этих условиях олеата меди.

Полученные результаты подтверждают влияние щелочности среды на концентрацию в стоках хвостохранилища ионов тяжелых металлов и показывают, что при повышении рН более 6,5-6,8 концентрация ионов меди может быть снижена до 0,3 – 0,5 мг/л.

Результаты измерения показывают, что наиболее полное осаждение ионов технических жирных кислот может быть достигнуто в интервале рН от 6,5 до 7,3, что соответствует результатам ранее проведенного термодинамического моделирования процессов химических взаимодействий в жидкой фазе стоков, спектральных исследо-

ваний и проведенных лабораторных исследований процессов взаимоочистки сточных вод [2].

Лабораторные испытания технологического процесса проводились по схеме замкнутого опыта, повторяющего схему флотации на 1-й секции обогатительной фабрики ГОКа «Эрдэнэт» (рис. 2).

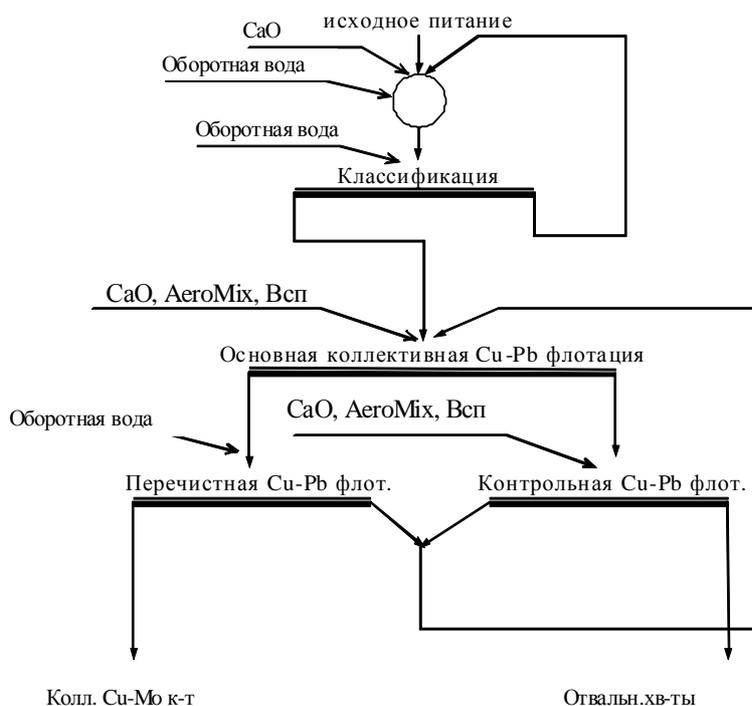


Рис.2. Схема цикла коллективной медно-молибденовой флотации при лабораторных исследованиях

При проведении лабораторных исследований использовалась усредненная проба руды текущей добычи, отобранная из сменных проб дробленой руды, предназначенных для химического анализа. В период отбора проб на переработку поступали руды со всех участков карьера, что позволяет считать отобранную пробу представительной для руды текущей добычи.

В качестве регулятора рН смеси сильнозагрязненных стоков (фильтратов хвостохранилища и стоков городских очистных сооружений) было предложено использовать стоки золоотвала энергоцеха. В процессе исследований измеряли концентрацию в жидкой фазе ионов меди и технических жирных кислот.

Результаты исследований, приведенные в табл.1, показали, что минимальная концентрация жирных кислот и ионов меди достигается при максимально-возможной доле стоков золоотвала в общей смеси (0,2 от объема фильтрата или 0,11 от общего объема). При этом достигается и рекомендуемое значение рН среды (7,2).

Анализ полученных результатов показывает, что использование предварительно смешанных сильнозагрязненных стоков позволяет поддерживать концентрацию ионов меди и ТЖК на уровне 0,18 и 0,4 мг/л, а добавление в эту смесь стоков золоотвала энергоцеха способствует уменьшению концентраций ионов меди и ТЖК до 0,14 и

0,25 мг/л.

Таблица 1

Параметры коллективной флотации при изменении соотношения объемов стоков золоотвала энергоцеха (СЗЭ) к фильтрату хвостохранилища (ФХ)

№	Соотн. СЗЭ к ФХ	рН	Концентрация ионов и взвесей, мг/л				Извлечение в колл. конц-т, %	
			Ca <sup>2+</sup>	Cu <sup>2+</sup>	ЖК	ТВ	Cu	Mo
1	0,0	6,4	225,0	0,85	1,35	1,4	84,1	35,1
2	0,05	6,5	470,0	0,80	1,25	2,1	84,2	35,5
3	0,1	6,75	278,5	0,72	1,15	2,6	84,7	35,6
4	0,15	7,05	250,2	0,68	1,08	3,1	84,7	35,8
5	0,2	7,25	238,6	0,65	0,95	3,6	85,2	36,2

Сравнение показателей процесса обогащения медно-молибденовой руды в условиях применения разработанной схемы и регламента оборотного водоснабжения с соответствующими показателями, полученными при использовании ранее действовавшей схемой оборотного водоснабжения показывает, что при сохранении уровня извлечения меди и молибдена удается существенно повысить качество медного и молибденового концентрата (на 0,4 и 0,6%).

*Список использованных источников*

1. Эрдэнэтуяа О., Пестряк И.В., Морозов В.В. Разработка безреагентного метода кондиционирования оборотных вод горно-обогатительного комбината «Эрдэнэт» // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2012. -№8. - С. 133-136.
2. Пестряк И.В., Эрдэнэтуяа О., Морозов В.В. Исследования и испытания безреагентного кондиционирования стоков промышленного узла горно-обогатительного комбината // Научный вестник МГГУ. -2012. - №12. - С.66 – 80.

**М.Т. Баймаханов, Н.К. Тусунбаев, Г.Ж. Абдыкирова**

АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», Казахстан, г. Алматы, abdgul@mail.ru

## **ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД ПРИ ДОБЫЧЕ, ОБОГАЩЕНИИ И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ**

Все сточные воды в цветной металлургии подразделяются по типу их основных переделов: рудничные воды, сточные воды обогатительных фабрик и сточные воды металлургических заводов.

*Рудничные воды.* В зависимости от способа добычи руд рудничные воды подразделяются на шахтные (при подземной добыче руды) и «карьерные воды» при поверхностной добыче руды. В формировании рудничных вод основное количество прихо-

дится на водоприитоки поземных и грунтовых вод-79,3%, промышленные сточные воды (воды от бурения, мокрого обеспылевания, охлаждения компрессоров и т.д.)-14%, хозяйственные и хозяйственно-бытовые сточные воды санитарно-бытовых сооружений (надземных и подземных)-6,7%, сбрасываемые без очистки или после примитивной очистки вместе с остальными сточными водами рудников. Из-за удаленности рудников от промышленных объектов и крупных населенных пунктов рудничные воды в водоснабжении используются мало и обычно без очистки сбрасывались в водные объекты или на рельеф местности.

Почти все шахтные воды имеют микробное загрязнение и при сбросе, а тем более при использовании подлежат обеззараживанию. Общими загрязняющими примесями всех шахтных вод являются грубодисперсные примеси (ГДП) и нефтепродукты. В остальном характер загрязненности определяется составом добываемой руды. Так на медных рудниках Урала шахтные воды имеют кислую реакцию (рН 2-4) загрязнены в большом количестве серной кислотой, ионами меди, цинка, железа и т.п. Следует отметить, что в большинстве указанных рудников из шахтных вод методом цементации на железной стружке извлекается и утилизируется некоторое количество меди, однако метод весьма примитивен и извлечение меди недостаточно высокое. После цементации шахтные воды нейтрализуются известью и вся оставшаяся медь, и огромное количество цинка теряются с осадками.

На рудниках добывающих полиметаллические руды, рудничные воды загрязнены медью, свинцом, цинком в недопустимых для сброса концентрациях; на никель-кобальтовых рудниках - никелем, кобальтом, мышьяком; на вольфраммолибденовых и сурьмяно-ртутных - мышьяком, сурьмой, ртутью, молибденом, фтором, медью, свинцом, цинком и железом. До недавнего времени самыми чистыми считались рудничные воды алюминиевой подотрасли, относимые к категории условно - чистых. Однако, в связи с повышением требований к сбросу сточных вод в объекты рыбохозяйственного значения по основным ионам (сульфаты, хлориды, кальций, магний и т.п.) возникла необходимость в глубокой очистке и этих рудничных вод. Поскольку дешевых и универсальных методов обессоливания практически не существует деминерализация рудничных вод остается грандиозной проблемой, над которой работает целый ряд специализированных институтов.

*Сточные воды обогатительных фабрик.* Все обогатительные фабрики цветной металлургии по типу перерабатываемых руд можно разделить на 9 групп, определяющих выход и характер загрязненности образующихся сточных вод (табл. 1).

Разделение вод это весьма условно, так как внутри каждой подотрасли в зависимости от принятых схем обогащения, водопотребления и водоотведения, номенклатуры и расхода применяемых флотационных реагентов количество сбрасываемых сточных вод и их загрязненность весьма различны. В технологии обогащения руд применяются большой ассортимент флотационных реагентов, и все они загрязняют образующиеся воды.

Таблица 1

Потребление и сброс сточных вод обогатительными фабриками, млн<sup>3</sup>/год

Название подотраслей	Водопотребление				Сброс сточных вод
	всего	В том числе			
		Свежая	Оборотная	Повторная	
Полиметаллическая	137,8	60,0	19,3	58,3	94,3
Вольфрамомолибденовая	106,9	69,7	21,2	16,0	70,9
Медная	362,1	52,6	233,0	76,5	43,3
Никель-кобальтовая	107,3	27,3	67,9	12,1	36,9
Редкометаллическая	214,6	27,0	170,7	16,9	31,3
Золотоизвлекательная	45,7	22,4	17,1	6,2	13,1
Сурьмяно-ртутная	1,9	0,8	0,4	0,7	1,0
Плавикошпатовая	18,8	0,6	12,1	2,1	1,3
Оловянная	68,7	0,7	94,7	4,3	1,0

Почти на всех фабриках применяются ксантогенаты, высокомолекулярные спирты, поверхностно-активные вещества, жирные кислоты, масла и нефтепродукты, соли тяжелых металлов (медный и цинковый купоросы) растворимые сульфиды и многие другие. Кроме того, из обогащаемой руды также постоянно выщелачиваются ионы жестко нормируемых соединений – меди, цинка, хрома, свинца, никеля, мышьяка, сурьмы, ртути, кадмия, редких и рассеянных элементов (селена, теллура, бериллия и т.д.).

Все сточные воды обогатительных фабрик как и все твердые взвеси отводятся через хвостохранилища – специально созданные гидротехнические сооружения в которых проходит отделение твердой фазы, оставляемой в хвостохранилище и жидкая фаза отводимая либо в оборот либо на рельеф местности. Хвостохранилища являлись единственным очистным сооружением этих сточных вод. Однако в связи с ужесточением требований к качеству сбрасываемых вод обогатительными фабриками стали появляться так называемые биологические пруды, в которых за счет функционирования специализированных и культивируемых микроорганизмов имеет место доочистка этих вод. Однако проблема очистки этих вод до действующих нормативов остается так и нерешенной, ибо очистка такого большого объема вод до действующих нормативов является весьма сложной. В Казмеханобре такие воды после биологической очистки направлялись на обогащение взамен свежей воды, забираемой из водных объектов. Таким образом, удалось перевести Золотушинскую обогатительную фабрику на систему оборотного водоснабжения и исключить загрязнение реки Алей как единственного источника водоснабжения города Рубцовск в Алтайском крае России. Вслед за этим объектом на систему водооборота были переведены Лениногорская, Березовская, Белоусовская, Николаевская, Жезкентская обогатительные фабрики Восточно-Казахстанской области.

*Сточные воды металлургических заводов.* На большинстве металлургических заводов вода используется для охлаждения различных агрегатов, на грануляции обра-

зуемых шлаков и т.д., и в большинстве своем используются в обороте. В табл. 2 приведены данные по водопотреблению и водоотведению металлургических заводов за 1979-1980 гг.

Таблица 2

Потребление воды и сброса сточных вод металлургических заводов млнм<sup>3</sup>/год

Наименование подотраслей	Водопотребление			Сброс сточных вод	
	Всего	В том числе			
		Свежая	оборотная		Повторное
Алюминиевая	165,2	362	1279	97	28,9
Никель-кобальтовая	12,70	202	9,95	70	16,5
Медная	38,0	101	25,4	25	7,2
Свинцово-цинковая руда	39,9	121	2,41	37	7,0
Вольфрамомолибденовая <sup>X</sup>	10,1	66	3,6	3,0	6,4
Титаномагниева	144	41	8,3	20	4,6
Обработка цветных металлов <sup>XX</sup>	126	46	7,7	3	4,2
Редкометаллическая	8,6	8	7,8	-	4,4
Сурьяно-ртутная	1,9	2	1,6	1	1,6
Оловянная	3,1	2	2,9	-	1,1

<sup>X</sup> – совместно с твердосплавной; <sup>XX</sup> - совместно со вторичной цветной металлургией.

Почти все сточные воды заводов загрязнены ионами металлов, солями кислотами, маслами и нефтепродуктам и для их очистки применяются следующие методы: механические, химические, коагуляционно-флотационные, электрохимические, сорбционные, мембранные, деминерализации и биологические. В каждом конкретном случае выбираются соответствующие наиболее оптимальные методы.

В связи с дороговизной строительства различных методов очистки большинство владельцев объектов предпочитают выплату штрафов за сброс неочищенных сточных вод. Конечно, это пагубная практика, но целый ряд объектов этим обходится. А новые методы очистки пока что трудно идут в практику деятельности предприятий.

***А.В. Евдокимов, А.Ю. Коблов, О.Д. Хмельницкая***

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия; evdokimov.87@mail.ru

## **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

За последние годы резко возрос интерес к переработке техногенного сырья с целью извлечения золота. Вовлечение в производство лежалых продуктов обогащения позволит значительно расширить минерально-сырьевую базу.

В институте Иргиредмет выполнен значительный объем исследований по перера-

ботке вторичного сырья: хвостов обогащения, лежалых кеков цианирования, огарков.

В результате многолетней деятельности одного из предприятий РФ образовалась масса отходов в виде техногенных отвалов (огарков, кеков цианирования и хвостов флотации).

Содержание золота в огарках составило 6,3 г/т, в кеках цианирования – 6,13 г/т, в хвостах флотации – 0,75 г/т. Основными элементами, составляющими рудную часть огарков, являются железо (10,74%) и сера (4,01%).

В пробе фиксируется заметное количество мышьяка – 1,1 %. Следует отметить, что большая часть железа, серы и мышьяка находится в оксидной форме.

В пробе кеков цианирования присутствуют сульфиды (45,9%), оксидные минералы железа и мышьяка.

В пробе хвостов флотации породообразующими минералами являются кварц – 37,6% и полевые шпаты – 26,0%.

Из рудных минералов присутствуют сульфиды железа и мышьяка, а также гидроксиды железа.

Для данного сырья в ОАО «Иргиредмет» были проведены исследования по разработке рациональной технологии переработки.

На основании лабораторных исследований определены оптимальные условия по выщелачиванию золота из указанных технологических продуктов. В качестве предварительной обработки был выбран вариант водной отмывки исходного продукта, с последующей его фильтрацией, известковой обработкой и цианированием. Извлечение золота в раствор из огарков составило 78,9%, из лежалых кеков цианирования – 49,2%, расход цианида натрия – 4,5 кг/т и 3 кг/т, соответственно.

Для указанных продуктов испытан оборот растворов. Полученные данные свидетельствуют о том, что использование растворов в обороте при выщелачивании золота из огарков не позволяет получить извлечение золота на уровне 79%, однако применение процесса кондиционирования оборотных растворов позволило повысить извлечение золота до 78,7%.

При использовании выщелачивающих растворов в обороте, извлечение золота из кеков цианирования остается практически на одном уровне и составляет 49,2%. Для хвостов флотации предложена технология кучного выщелачивания золота. Извлечение золота в раствор составило 73,1%, расход цианида натрия составил 1 кг/т. Также рассмотрена технология совместной переработки данных техногенных отходов методом кучного выщелачивания при различном соотношении исходных продуктов.

На основании проведенных исследований выданы исходные данные для проектирования и проведен укрупненный ТЭР по указанным вариантам технологических схем, который показал перспективность процесса кучного выщелачивания данного техногенного сырья.

**Н.Л. Медяник<sup>1</sup>, Ю.А. Бессонова<sup>2</sup>, И.Ю. Шевелин<sup>1</sup>**

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Россия;

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Уральский федеральный университет имени Первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия

## **РЕАГЕНТ – СОБИРАТЕЛЬ ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ И ЦИНКА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ\***

Для практики флотационного извлечения катионов цинка и меди (II) из техногенных рудничных и сточных вод медно-колчеданных месторождений предложен реагент РОЛ [патент № 2359920 РФ], полученный при химической деструкции вторичного лавсана (полиэтиленгликольтерефталатных волокон ПЭТ-тары).

Реагент РОЛ хорошо растворим в воде, устойчив при хранении, перевозке и приготовлении рабочих растворов; плотность реагента, находится в интервале 1,17-1,2 г/см<sup>3</sup>; средние значения его динамической и кинематической вязкости, составляют, соответственно, 20,59 МПа·с и 17,87 мм<sup>2</sup>/с; температура застывания и температура кипения, составляют 7,5<sup>0</sup>С и 210,5<sup>0</sup>С, соответственно; средняя величина остатка после прокаливания равна 0,207%; значение йодного числа в пределах 0,25 г йода/100 г. Расчётная стоимость реагента составляет не более 0,42 \$/кг. Лимитирующий показатель вредности – общий, ПДК<sub>РОЛ</sub> = 0,3 мг/дм<sup>3</sup>, класс опасности – 4. Водный раствор реагента представляет собой стабильную эмульсию.

Авторами исследованы физико-химические и квантово-химические свойства реагента РОЛ и продуктов его взаимодействия, определены оптимальные условия извлечения тяжёлых металлов в пенную фракцию и предложен вероятный механизм действия реагента-собираателя РОЛ [1, 2].

Представленный на рис. 1 Фурье-ИК-спектр образца реагента РОЛ содержит полосы поглощения, соответствующие колебаниям следующих групп: 1270-1274 см<sup>-1</sup> - плоские деформационные колебания группы О-Н; 1016 см<sup>-1</sup> - скелетные колебания группы С-О; 2930 см<sup>-1</sup> - валентные колебания связи С-Н ароматического кольца.

1520-1450 см<sup>-1</sup> - скелетные колебания С-С связей ароматического кольца; 900 см<sup>-1</sup> - внеплоскостные деформационные колебания связей С-Н ароматического кольца; 860-815 см<sup>-1</sup> - колебания 1,4-дизамещенных бензола, в том числе и терефталевой кислоты; 1450 - 1200 см<sup>-1</sup> - деформационные колебания О-Н и валентные колебания С-О групп; 1714 см<sup>-1</sup> - валентные колебания карбонильной группы С=О карбоксила; 1271 и 1067 см<sup>-1</sup> - колебания эфирной группировки -С(О)-О-С-. Отсюда следует, что

\* Научное исследование проводится при финансовой поддержке Минобрнауки России по Федеральной целевой программе по соглашению № 14.В37.21.1910

реагент РОЛ содержит в своем составе гетерополярные соединения, молекулы которых включают гидроксильные –ОН, сложноэфирные –С(О)-О-С, карбоксильные –С(О)-О-Н группы и ароматические структуры.

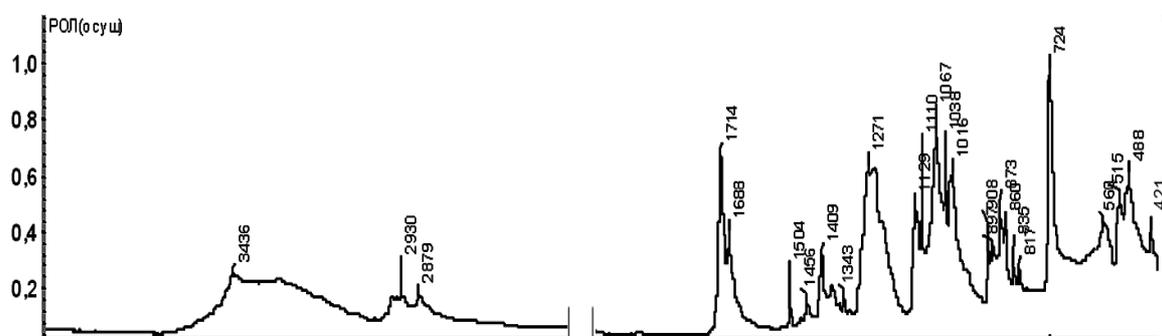


Рис. 1. Фурье ИК-спектр реагента РОЛ

По данным хроматомасс-спектрометрии установлены эмпирические формулы образующихся при флотации соединений и их молекулярные массы. Сублат Zn+РОЛ содержит два соединения:  $C_{20}H_{26}O_{14}Zn$  молекулярной массой 555,262 и  $C_{16}H_{18}O_{12}Zn$  молекулярной массой 467,426. В состав сублата Cu+РОЛ входят три соединения:  $C_{20}H_{22}O_{12}Cu$  молекулярной массой 518,262,  $C_{24}H_{30}O_{14}Cu$  молекулярной массой 606,351 и  $C_{16}H_{18}O_{12}Cu$  молекулярной массой 466,181.

Химический состав РОЛ, определённый по совокупности полученных результатов хроматомасс-спектрометрии ИК-Фурье - спектрометрии, подтверждается исследованиями, проведенными методом газовой хроматографии (табл. 1).

Таблица 1

Химический состав реагента РОЛ

Компоненты реагента	Содержание, масс. %:
Диэтиленгликольтерефталат	48-52
Моноэтиленгликольтерефталат	27-33
Терефталевая кислота	13-17
Этиленгликоль	3-7
Этиленпроизводные терефталевой кислоты	остальное

Результаты определения состава реагента РОЛ, полученные на хроматомасс-спектрометре Shimadzu LCMS-2010, также хорошо согласуются с данными функционального и элементного анализа (табл. 2) реагента РОЛ.

Таблица 2

Элементный анализ соединений входящих в состав реагента РОЛ

Вычислено, %			Найдено, %		
С	Н	О	С	Н	О
55,29	5,26	39,45	55,73	5,17	39,10

Таким образом, в ходе физико-химических исследований было установлено, что реагент представляет собой устойчивую эмульсию моноэтиленгликольтерефталата *MonoEtgl-tPht*, диэтиленгликольтерефталата *DiEtgl-tPht*, терефталевой кислоты *tPht-H* в слабополярном растворителе – этиленгликоле *Etgl*.

Анализ значений квантово-химических дескрипторов субстратов - катионов цинка и меди (II), соединений, входящих в состав реагента, а также продуктов их взаимодействия, позволил провести моделирование процессов образования ряда возможных молекулярных систем «субстрат-реагент» с участием цинка в кислой среде и с участием меди в слабощелочной среде. На основании проведенных расчетов установлено, что наиболее энергетически и конформационно устойчивые системы «субстрат-реагент» имеют состав  $[Cu(H_2O)_2]-(DiEtgl-tPht)_2$  и  $[Zn(H_2O)_4]-(Mono-Etgl-tPht)_2$ .

С целью определения оптимальных условий селективного извлечения цинка и меди в пенную фракцию реагентом РОЛ проведена серия флотационных опытов.

При определении расхода реагента предварительно методом кондуктометрического титрования было установлено, что катионы цинка и меди (II) извлекаются из модельных двухкомпонентных растворов реагентом РОЛ в виде различных соединений, в которых соотношение  $[Me(II)]:[реагент] = 1:2$ .

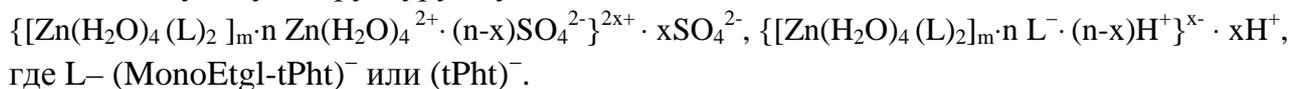
Для определения влияния pH на степень извлечения цинка и меди в присутствии железа была проведена серия опытов на модельных растворах, имеющих pH 1,01 с исходным содержанием ионов  $Zn^{2+}$  - 170 мг/дм<sup>3</sup>;  $Cu^{2+}$  - 250 мг/дм<sup>3</sup>;  $Fe_{общ.}$  - 220 мг/дм<sup>3</sup> (состав модельных растворов в этом случае был максимально приближен к реальному составу техногенных вод перед переработкой), расход реагента - 0,5 г/дм<sup>3</sup>. Исследование проводилось в интервале pH от 1,01 до 10,25; для нейтрализации использовали раствор гидроксида калия марки ХЧ (химически чистый). К нейтрализованному модельному раствору с точно установленным значением pH добавляли при перемешивании реагент, через 1 минуту проводили напорную флотацию в течение 10 минут.

Установлено, что железо извлекается в пенный продукт во всем изучаемом интервале pH. Максимум извлечения цинка наблюдается в интервале pH 2-3 в виде аквакатионов  $[Zn(H_2O)_n]^{2+}$  и достигает 94,86%. При увеличении pH до 7,0 извлечение цинка постепенно уменьшается до 12,80%.

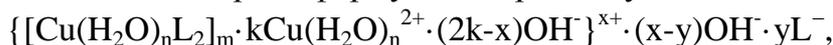
Кривая зависимости флотационного извлечения меди (II) от концентрации ионов водорода проходит через максимум при pH 7,0-8,0. Извлечение меди (II) в интервале pH 2-3 составляет не более 4,5%. При pH 7-8 извлечение меди, достигает 98,20%. При pH 10 извлечение меди падает до 95,5%. Область значений pH, наиболее благоприятных для флотационного извлечения меди с помощью реагента РОЛ, совпадает с областью, соответствующей нахождению меди в форме гидроксида  $Cu(OH)_2$ .

Расход реагента РОЛ, обеспечивающий максимальное флотоизвлечение цинка и меди, составляет 0,901 см<sup>3</sup> на 1 дм<sup>3</sup> технологического раствора (110% от стехиометрического). Оптимальное время флотации – 10 минут.

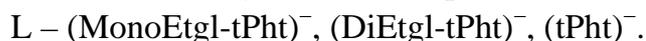
Цинковый сублат, образованный в кислых сульфатных растворах при проведении первой стадии ионной флотации, представляет собой золь, частицы которого имеют следующую структуру, с учетом состава техногенных вод:



Медный сублат, образованный на второй стадии ионной флотации, представляет собой золь, мицеллярная формула которого, с учетом состава растворов:



где n=2, 4; m, k, x, y – стехиометрические коэффициенты;



О прочности соединений, входящих в состав цинкового и медного сублатов, свидетельствуют их низкие произведения растворимости, рассчитанные значения которых составляют:  $\text{PP}([\text{Zn}(\text{H}_2\text{O})_4]-(\text{MonoEtgl-tPht})_2) = 1,85 \cdot 10^{-18}$ ;  $\text{PP}([\text{Zn}(\text{H}_2\text{O})_4]-(\text{tPht})_2) = 1,71 \cdot 10^{-18}$ ;  $\text{PP}([\text{Cu}(\text{H}_2\text{O})_2]-(\text{MonoEtgl-tPht})_2) = 7,2 \cdot 10^{-21}$ ;  $\text{PP}([\text{Cu}(\text{H}_2\text{O})_4]-(\text{tPht})_2) = 1,40 \cdot 10^{-21}$ ;  $\text{PP}([\text{Cu}(\text{H}_2\text{O})_2]-(\text{DiEtgl-tPht})_2) = 1,60 \cdot 10^{-22}$ .

Таким образом, экспериментально установлена возможность селективного выделения и концентрирования реагентом РОЛ аквакатионов цинка при pH 2-3 и гидроксида меди (II) при pH 7-8 из техногенных вод медно-колчеданных месторождений.

Эффективность применения реагента-собиравателя РОЛ подтверждена опытно-промышленными испытаниями, проведенными на ОАО «Гайский ГОК» при ионной флотации  $\text{Zn}^{+2}$ ,  $\text{Cu}^{+2}$  из кислых рудничных вод.

#### Список использованных источников

1. Медяник Н.Л. Исследование продуктов взаимодействия молекул реагента РОЛ с ионами цинка и меди (II) методами ИК-Фурье- и масс-спектрометрии // Вестник Магнитогорского госуд. техн. ун-та. 2010. № 4 (32). С. 25 – 30.
2. Медяник Н.Л., Чантурия В.А., Шадрунова И.В. Квантово-химический метод выбора реагента-собиравателя и его использование в процессе флотационного извлечения катионов цинка и меди (II) из техногенных вод горных предприятий // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. № 1. С. 154 – 164.

#### **Ю.Д. Каминский, Н.И. Копылов**

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт химии твёрдого тела и механохимии» Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия; kami@solid.nsc.ru

### **ВЫВОД МЫШЬЯКА ИЗ ОТВАЛОВ КОМБИНАТА «ТУВАКОБАЛЬТ» КОМБИНИРОВАННЫМ СПОСОБОМ**

Опыты по сульфидизирующему обжигу при 900-950<sup>0</sup>С продукта предварительной прокалки проб отвального шлама показали возможность глубокого удаления мышьяка из отвальных отходов комбината «Туваковальт» (снижения содержания в

огарке до 0,28 – 0,80 % при соотношении сульфидизатора к продукту прокалки от 1:2 до 1:6). Данный способ вывода мышьяка из промпродуктов металлургических производств позволяет вывести мышьяк в виде компактной хранимой формы и в перспективе использовать в качестве биоцида в противообрастающих покрытиях для морских судов.

В технологическом плане процесс должен осуществляться при тесном контакте взаимодействующих компонентов и при обеспечении хорошей диффузии образующихся газообразных продуктов реакции в условиях противотока газ – твёрдое, для чего наиболее предпочтительной может быть специальная печь шахтного типа. Также, для конденсации и улавливания сульфидных возгонов мышьяка, а также улавливания и утилизации образующегося сернистого газа, требуется соответствующее оборудование. Всё это требует определённых стартовых финансовых вложений для реализации этой технологии.

Вместе с тем, имеющийся в литературе анализ результатов ряда исследований по переработке мышьяковых продуктов медно-никелевого металлургического производства, в частности, шпейз приводит к выводу о малой перспективности имеющихся направлений.

Однако в практике свинцового производства имеется опыт комбинированной переработки шпейз свинцового производства, включающего обжиг-спекание при температуре красного колена смеси шпейзы с содой и последующего водного выщелачивания получаемого огарка. Этот способ неоднократно был использован в заводской практике.

Наши лабораторные опыты с использованием данного комбинированного способа (обжиг-спекание + водное выщелачивание) на пробах технического кобальтового концентрата с содержанием 2,4-4,0% As, полученного по аммиачно-содовой технологии на комбинате «Тувакобальт», показали возможность глубокого удаления мышьяка из продукта при температурах прокалки 600-650<sup>0</sup>С. Кек после выщелачивания и промывки содержал < 0,5% As и повышенные концентрации металлов, %: Co ~ 9,0; Ni ~ 39,0; Cu ~ 16,5.

В развитии этого направления была осуществлена довольно большая программа исследований по возможности использования данного способа для разработки технологии вывода мышьяка из отвальных отходов комбината «Тувакобальт», включая большой объём лабораторных опытов, укрупнённую проверку по комбинированному способу и опыты по переводу мышьяка из получаемого раствора в компактный сульфидный продукт.

Лабораторные опыты проводили на средней пробе отвального шлама с содержанием 4,33% As. По данным ИКС-анализа проба в основном содержит карбонатную составляющую, типа кальцита. Отмечается также наличие силикатов, типа MeO·SiO<sub>2</sub>·H<sub>2</sub>O и арсенатов, типа скородита. Результаты проведенного термического

анализа (ДТА) пробы в температурном интервале до 1000<sup>0</sup>С согласуются с данными предыдущих наших исследований и подтверждают происходящие при нагреве разложение карбонатов и устойчивости мышьяковых соединений типа скородита. При этом по данным химического анализа содержание железа в огарке составляет 4,5%.

Опыты проводили в диапазоне температуры 600 – 900<sup>0</sup>С, времени выдержки заданной температуре от 1,5 до 4,0 час, при варьировании соотношения в шихте исходного шлама отвала к соде в пределах от 4/1 до 1/1. В ряде опытов вводили добавки угольной пыли или коксовой мелочи в размере 0,1-0,2 к общей навеске шихты. Выщелачивание спёка-огарка осуществляли водой с температурой 70-80<sup>0</sup>С, время выщелачивания составляло от 0,5 до 2-х часов, Т:Ж поддерживали в пределах 1:5 – 1:7.

Полученные данные лабораторных опытов показали, что основными факторами, определяющими полный перевод мышьяка шламов в растворимую форму арсената натрия, являются температура и соотношение в шихте кека и соды. Как показали результаты опытов, время выдержки при прокаливании не является определяющим. Так, при температуре обжига шихты 600 – 650<sup>0</sup>С и изменении соотношения шлам/сода, последовательно равными 4/1, 2/1 и 1/1, содержание мышьяка в кеке водного выщелачивания огарка было равным соответственно 3,75; 2,10; 1,35%. При повышении температуры до 800 и 900<sup>0</sup>С содержание мышьяка в кеке выщелачивания снижается до 0,95 – 0,80%. При введении в исходную шихту угольной добавки ( ~ 10% от массы шлама) и соотношении компонентов шихты 1/1 – 1,5/1, температуре прокалики 900<sup>0</sup>С содержание мышьяка в кеке водного выщелачивания снижается до 0,70 – 0,71%.

На основании положительных результатов лабораторных опытов на научно-производственной базе ТувИКОПР СО РАН были проведены опытные испытания в укрупнённом масштабе технологической схемы извлечения мышьяка из шламов отвалов комбината «Тувакобальт» с получением сульфида мышьяка.

Обжиг-спекание проводился при следующих параметрах: соотношение в шихте шлам: сода: уголь = 1: 1: 0,1; температуре 850<sup>0</sup>С; времени обжига 3 часа. При обжиге соединения мышьяка взаимодействуют с содой и мышьяк переходит в водорастворимую форму – арсенат мышьяка, переходит в содовый шлак. Получаемый при обжиге-спекании огарок содержал в среднем ~ 3% As. Кроме этого РФА было установлено, что минералогический состав обожжённого продукта содержит также ортоклаз (23,27%), карборунд (26,32%), магнезит (3,38%), гетит (3,32%), доломит (3,26%).

Процесс водного выщелачивания продукта обжига проводили на опытной установке для гидрохимической переработки минерального и техногенного сырья. В реактор с мешалкой заливали 80 л воды, нагревали до 70<sup>0</sup>С, загружали 20 кг продукта обжига (соотношение Т : Ж = 1: 4). Выщелачивание проводили при постоянном перемешивании в течение 0,5 час. После окончания выщелачивания пульпа фильтруется на нутч-фильтре под вакуумом. Отфильтрованный арсенатно-карбонатный раствор

направляется из ресивера в накопительную ёмкость.

Осадок на фильтре подвергается 2-х кратной промывкой горячей водой. Промывные воды из ресивера перекачиваются в реактор на выщелачивание следующей порции продукта. В результате было получено 13 кг сухого продукта от водного выщелачивания с содержанием 0,7% As. Извлечение мышьяка в раствор составило 84%.

В проведенных укрупнённых и последующих опытах на установке для гидрохимической переработки минерального сырья мышьяк из полученного арсенатно-карбонатного раствора осаждался сернистым натрием в кислой среде в форме сульфида. В качестве кислотного реагента использовали 30%-HCl. Осаждение сульфида мышьяка проводили при pH = 3 раствором 12% Na<sub>2</sub>S. Были определены оптимальные условия осаждения сульфида: температура раствора 50<sup>0</sup>C, избыток сернистого натрия 70% от стехиометрически необходимого количества, время осаждения 0,5 час. В результате степень осаждения сульфида мышьяка составила 99,6%. Содержание мышьяка в фильтрате было равным 0,02г/л. Полученный осадок сульфида мышьяка промывался горячей водой, подвергался сушке и складировался.

Таким образом, проведенные исследования показали, что данная комбинированная технология позволяет вывести мышьяк из отвальных отходов комбината «Тувакобальт» в устойчивую хранимую форму сульфида, который может быть использован как исходный товарный продукт:

- в качестве основного компонента в производстве антисептика для обработки древесины, в виде концентрированного раствора арсената натрия;
- в качестве биоцида противообрастающих и антикоррозионных покрытий для морских судов, гидротехнических конструкций, а также трубопроводов и других сооружений, эксплуатируемых в биоагрессивных средах.

***Н.И. Копылов, Ю.Д. Каминский***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт химии твёрдого тела и механохимии» Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия; ami@solid.nsc.ru

## **СУЛЬФИДИЗРУЮЩИЙ ОБЖИГ ОТВАЛОВ КОМБИНАТА «ТУВАКОБАЛЬТ»**

За 20 лет работы комбината «Тувакобальт» было получено и складировано в отвалы более 2 млн м<sup>3</sup> отходов аммиачно-автоклавного обогатительного передела с содержанием не менее 75тыс. т материалов с концентрацией мышьяка в пределах 3,5 – 6,4 %, а также ценных металлов в среднем, %: Co - 0,18; Ni - 0,22; Cu - 0,11; Ag - 45г/т и Au -60мг/т. Для комплексного использования данных отвалов в качестве техногенного сырья, с доизвлечением из них ценных компонентов и получения промышленной товарной продукции (стройматериалов, керамики и т.д.), необходимо, по воз-

возможности, провести глубокую очистку материалов отвалов от мышьяка.

Большой объём работ по выводу мышьяка из технологических процессов переработки мышьяксодержащего упорного сырья тяжёлых цветных металлов и золота в отвальные малотоксичные материалы с использованием сульфидизирующего обжига был проведен во второй половине XX столетия в рамках программы МП-16/20 МЦМ СССР (ХМИ АН КазССР, г.Караганда; Институт «Гидроцветмет» МЦМ СССР, г.Новосибирск). В частности, сульфидизирующий обжиг был использован (ХМИ) при разработке технологии получения кобальта, золота и других сопутствующих металлов из золотомышьяковых руд месторождения Саяк-4 (Казахстан).

Технология прошла опытно-промышленные испытания с получением следующих показателей: удаление мышьяка в голове процесса в форме сульфида составила около 99%; извлечение золота и серебра в кек – на 99,7%; кобальта в кобальтовый концентрат – на 87,8%; меди в концентрат – на 87,5%; висмут в висмутовый продукт – 92,1%. Сброс растворов в канализацию был полностью исключён.

Используя этот положительный опыт, нами были проведены исследования по возможности использования сульфидизирующего обжига для вывода мышьяка из отвалов комбината «Тувакобальт».

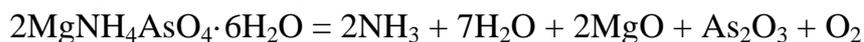
В качестве сульфидизатора использовали сульфиды железа (пирротин или пирит) и их смеси с элементной серой. В качестве восстановителя в шихту добавляли коксовую мелочь. Используемая в данном исследовании проба кека отвала содержала 4,25 – 4,40% As. По данным ИКС-анализа, основа материала имеет карбонатную составляющую (линии 1430, 879, 710  $\text{см}^{-1}$ ) типа кальцита. Кроме этого, в пробе имеются: силикаты (линии 1010, 820, 470  $\text{см}^{-1}$ ) типа  $\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ , возможно  $\text{MeO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ , а также мышьяковые соединения типа скородита и арсенита.

Определение характера поведения кека при его термической обработке проводили с помощью дериватографа системы МОМ – 1000 (Паулик, Паулик-Эрдей, Венгрия) в атмосфере собственной газовой среды. Температурный предел нагревания был ограничен 1000<sup>0</sup>С.

Дифференциальный термический анализ (ДТГА) пробы исходного кека показал, что при нагреве до 1000<sup>0</sup>С происходит поэтапное дискретное уменьшение массы пробы, сопровождаемое эндоэффектами на кривых ДТА и ДТГ. Максимальные их значения и синхронное уменьшение массы отмечались в интервалах температур (100-160) – 210<sup>0</sup>С и (700-730) – 830<sup>0</sup>С с потерей массы соответственно 4,3 и 7,4%. В интервале температур 210-700<sup>0</sup>С каскад небольших по величине эндоэффектов сопровождается соответствующими небольшими (от 2,1 до 3,3 %) потерями массы. Общая потеря массы кека при его обжиге составляла 24,4%. Всё это показывает, что при нагреве в интервале температур до ~ 300<sup>0</sup>С происходит дегидратация с разрушением кристаллогидратов. В интервале температур 300 - 700<sup>0</sup>С идёт частичное разложение аммонийсодержащих комплексных структур. Фазовые преобразования заканчиваются разло-

жением карбонатов при 700 – (800- 830)<sup>0</sup>С.

Химический анализ показал увеличение в огарке концентрации мышьяка до 5,3-5,4%, что обусловлено убылью общей массы пробы и сохранением в нём устойчивых соединений мышьяка. Это указывает на полное отсутствие в исходном кеке арсенатов магния, образующихся в магнезиально-арсенатных осадках автоклавных растворов, поскольку по литературным данным они должны разлагаться с отгонкой триоксида мышьяка при температуре 450-600<sup>0</sup>С по реакциям:



Отсюда следует, что при длительном хранении в отвалах арсенаты магния вступают во взаимодействие с компонентами хвостов автоклавного выщелачивания, образуя вторичные соединения типа скородита. Последние в естественных условиях могут далее трансформироваться в растворимые формы. Возможно также, что часть мышьяка в данном материале может находиться в исходной минеральной форме арсенидов и арсенатов кобальта и никеля.

Опыты по сульфидизированному обжигу проводили в замкнутой системе в нейтральной и восстановительной средах: в горизонтальной трубчатой печи с отсосом газообразных продуктов реакций разложения и сульфидирования.

Результаты первичных опытов сульфидирования исходного кека не дали положительных результатов. Отмечается лишь некоторое снижение концентрации мышьяка (до 3,5%) при соотношении кек/сульфидизатор = 2. По-видимому, отгонке мышьяка в данном случае в форме сульфида препятствуют как сложный состав кека, так и протекающие при обжиге и блокирующие образование сульфидов мышьяка реакции.

Опыты по сульфидированию огарка после прокаливания исходного кека при 900-950<sup>0</sup>С дали положительные результаты. При соотношении в шихте огарок : сера : пирротин = 2 : 1 : 1,3 в огарке сульфидирования содержание мышьяка снижалось до 0,28%. Удовлетворительные результаты были получены и на шихтах с соотношениями огарок : сера = 4 : 1 и огарок : сера : пирротин = 4 : 1 : 1, соответственно, равными 0,46 и 0,42% As. Подшихтовка только одного пирита или пирротина (в соотношении 2 : 1) дала остаточное содержание мышьяка в огарке, соответственно равное 1,6 и 0,88 %.

Опыты по влиянию температуры на сульфидирующий обжиг огарка исходного кека показали, что нижний температурный предел определяется 900<sup>0</sup>С. Сульфидирование огарка при температурах ниже 900<sup>0</sup>С достаточно резко снижает показатели по удалению мышьяка из огарка. Так, при температурах процесса сульфидирования, равных 700 и 800<sup>0</sup>С, содержание мышьяка в огарке снижается только до 2,30 и 2,10 % соответственно. В то же время сульфидизирующий обжиг при 900 и 950<sup>0</sup>С снижает концентрацию мышьяка в огарке до 0,53 и 0,30 % соответственно.

Лучшие результаты по удалению мышьяка из продуктов предварительного обжига исходного кека были получены при расходе сульфидизатора в отношении к

огарку, равном 1 : 2 – 1 : 1. При этом содержание мышьяка в огарке сульфидирования снижается до 0,28 – 0,30 %. Технологически приемлемыми могут быть также расходы сульфидирующих реагентов в соотношениях 1 : 4 и 1 : 5, при которых содержание мышьяка снижается до ~ 0,5%, или в соотношении 1 : 6 (~ 15% к огарку), когда остаточное содержание мышьяка в огарке достигает 0,7 – 0,8%.

Таким образом, проведенные исследования показали возможность глубокого удаления мышьяка из отвальных продуктов комбината «Тувакобальт» посредством ведения технологического процесса, включающего предварительную прокалку исходного кека при температуре 900 – 950<sup>0</sup>С и последующий сульфидизирующий обжиг. В качестве сульфидизатора могут быть использованы элементная сера, смесь серы с сульфидами железа (пиритом и пирротинном).

При расходе сульфидизатора в соотношении к огарку 1 : 1 – 1 : 2 остаточное содержание мышьяка в материале снижается до 0,28 – 0,3%; при соотношении 1 : 4, 1 : 5 – до ~0,5 % и при соотношении 1 : 6 – до 0,8 %.

#### ***А.В. Канарская***

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», ООО «НВП Центр-ЭСТАгео»г. Москва, Россия

### **ИННОВАЦИОННАЯ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МПГ ИЗ БЕДНЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ БИОФЛОТАЦИИ**

Металлы платиновой группы (МПГ) за счет своих особых физико-химических свойств находят широкое применение во многих отраслях промышленности. Их извлечение из рудного и россыпного минерального сырья всегда представляло особый интерес как с экономической, так и с технологической точки зрения. Особо остры проблемы выделения минералов платиновой группы в товарные продукты из комплексных низкокачественных руд, содержащих значительное количество тонковкрапленных платиноносных минералов с широким спектром свойств. Вместе с тем потребность в продукции МПГ была и остается насущной, равно как остается актуальной необходимостью совершенствования технологий ее получения.

Прогрессивным способом подготовки и переработки упорного минерального сырья являются технологии бактериального вскрытия и бактериального выщелачивания, которые могут быть реализованы в едином процессе. Подобные технологии уже успешно применяются на зарубежных и отечественных предприятиях для гидрометаллургии меди, урана, никеля, золота. Ширится номенклатура руд и техногенных отходов, для переработки которых испытываются способы бактериального выщелачивания: упорные тонковкрапленные золотосодержащие руды, углеродистые первичные

пирит-арсенопиритовые, баритовые, медные руды, отходы производства минеральных удобрений (фосфогипс) и др. Биотехнологии могут быть реализованы как на стадии собственно гидрометаллургии, так и на этапах механического обогащения минерального сырья методами флотации и флокуляции.

Биофлотация тонкого золота как обогатительный процесс исследуется уже несколько десятилетий научными коллективами Украины и России. Биофлотация минералов платиновой группы - задача более сложная, причинами чего являются широчайший диапазон физических и химических свойств, сложный комплексный состав минералов и их структурно-фазовые характеристики и т.д. Кроме того, целевая направленность исследований должна предусматривать возможность одновременного извлечения из сырья других благородных металлов, а именно золота и серебра.

Изученные пробы руды одного из отечественных месторождений отличается низким исходным содержанием металлов, г/т: Pt – 0,86; Pd – 3,71; Au – 0,19. Наличие субмикроскопических и микроскопических включений минералов платины и палладия в руде; хрупкость и средняя плотность основных порообразующих минералов; расположение платиноидов в минеральной матрице, которое может привести к образованию закрытых сростков при рудоподготовке, осложняют процесс обогащения и повышают уровень потерь ценных компонентов с отвальными хвостами и шламами.

Проведенные технологические испытания по обогащению руды по гравитационно-флотационной схеме с применением известных реагентов позволили извлечь МПГ в концентрат почти на 80%. С целью повышения эффективности обогащения и снижения затрат на флотацию проведены поисковые исследования по биофлотации для извлечения МПГ из данных руд с акцентом на разработку активных и селективных по отношению к МПГ и золоту биореагентов.

Анализ результатов этих исследований с различными биореагентами<sup>1</sup> показал перспективность применения метода биофлотации для переработки подобного минерального сырья: степень концентрации МПГ (отношение содержания МПГ в концентрате к содержанию в исходном материале) в основной операции может достигать 7, степень контрастности (отношение содержания МПГ в концентрате к содержанию в хвостах) – 9. Кроме того, применение биореагента позволяет снизить расход основных реагентов в цикле флотации на 15-20% отн. без потерь в уровне извлечения.

Также установлено, что биореагент сорбирует на себя в основном микроскопические и субмикроскопические частицы МПГ, что позволяет существенно снизить неизбежные потери металлов при флотационном обогащении. Все визуализированные в концентрате частицы присутствуют в свободном виде, их размер колеблется от 1,1 до 8,6 микрон.

---

<sup>1</sup> Биореагенты предоставлены сотрудниками лаборатории экоиокаatalиза химического факультета МГУ им. М.В. Ломоносова

По химическому составу 70% выделенных частиц представляют собой интерметаллиды состава Pd-Te, среди которых наиболее часто отмечается котульскит; 30% составляют интерметаллиды состава Pt-As, представленные сперрилитом.

Поскольку биотехнологические способы являются экологически практически безопасными, низкзатратными, пригодными для переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья, авторы продолжают исследования с широким спектром биореагентов.

### ***Н.Н. Орехова***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет», г. Магнитогорск, Россия; n\_orehova@mail.ru

## **ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГАЛЬВАНОКОАГУЛЯЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ В ПРОЦЕССАХ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ МЕТАЛЛОНОСНЫХ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД**

В основе гальванокоагуляции лежит принцип гальванического элемента. Очищаемая вода обрабатывается смесью двух или нескольких токопроводящих материалов, при этом растворяющийся анодный полуэлемент поставляет в воду ионы, обладающие коагулирующей способностью. В качестве элементов гальванопары используют активированный уголь, кокс, графит, медь, железо, алюминий. Наиболее часто применяют гальванопару «железо-углерод».

В этом случае механизмами выведения металлов из раствора являются: адсорбция на свежесформированных гидроксидах - оксидах железа; осаждение тяжелых металлов за счет включения их в состав феррита, имеющего кристаллическую решетку типа шпинели (ферритизация). Для ионов металлов более электроположительных, чем материал анода, одним из механизмов извлечения является цементационный.

Техногенные воды медно-цинковых горных предприятий являются металлоносными, аккумулируются в отработанных карьерах, хвостохранилищах или сбрасываются после очистки на станциях нейтрализации в поверхностные водотоки. Рудничные и подотвальные воды в зрелой стадии техногенеза имеют низкое значение pH 1,5 – 4,0, обусловленное присутствием свободной серной кислоты, и высокие концентрации ионорастворенных тяжелых металлов. Воды естественного выщелачивания содержат до 1,1 г/дм<sup>3</sup> меди и до 1,8 г/дм<sup>3</sup> цинка. Потери металлов с металлоносными водами сопоставимы с потерями металлов с хвостами обогащения. Все это в совокупности позволяет классифицировать данные сточные воды как гидроминеральное сырье, и обуславливает необходимость их ресурсовозобновляющей переработки с полу-

чением металлсодержащих продуктов и нормативно очищенной воды.

Для построения технологических схем принципиально важным является применение методов извлечения компонента из вод, не приносящих дополнительных загрязнений в поток, поступающий на следующую стадию технологической цепочки переработки вод или же приносящих вещества, способствующие извлечению загрязнений в следующей стадии.

Анализ области применения гальванокоагуляции показал, что она эффективно очищает воду от меди и цинка в области параметров потоков, характерных для металлоносных техногенных вод медно-цинковых горных предприятий. Метод позволяет одновременно перевести в осадок и анодно растворяющийся металл.

Анализ исследовательских работ Соложенкина П.М., Феофанова В.А., Прокопенко В.А., Лавриненко Е.Н, Батоевой А.А., Куриллиной Т.А. и др в области гальванокоагуляционной (гальванохимической) обработки поликомпонентных растворов показал, что существует значительное кинетическое различие при извлечении меди и цинка. Массовые доли соединений меди и цинка в получаемых осадках достигают нескольких десятков процентов. При перерасчете приведенных в публикациях фазовых составов осадков на массовые доли металлов получено меди более 11% и цинка более 5,4%. Процесс образования медь- и цинк содержащих фаз является управляемым. Исследования, направленные на повышение содержания меди и цинка в осадках, не проводились.

Термодинамическое моделирование, проведенное нами с применением программных комплексов «Селектор» и «Nch» установлено, что доминантными факторами, влияющими на процесс фазообразования, являются количество растворенного кислорода в системе, pH раствора и концентрация сульфата.

В результате моделирования рассчитан равновесный состав гетерогенной многокомпонентной системы  $\text{CuSO}_4, \text{Cu}(\text{OH})_2\text{-ZnSO}_4, \text{Zn}(\text{OH})_2\text{-Fe-C-O}_2\text{-H}_2\text{SO}_4\text{-H}_2\text{O}$ .

Установлены вероятные области значений параметров, позволяющих наиболее полно извлечь медь и цинк и получить наиболее богатый по цветным металлам осадок при одновременном переводе в твердую фазу анодно растворяющегося железа. Теоретическая массовая доля меди и цинка в селективных осадках, полученных в оптимальных областях параметров составила соответственно 10,67-13,49% и 6,28-11,78%.

В результате факторных экспериментов проведенных на реальных техногенных водах медно-цинковых горных предприятий Южного Урала с использованием загрузки «железная стружка – кокс» установлены следующие закономерности. Для извлечения более 95% меди из вод достаточно 3-5 минут контакта жидкой фазы с подготовленной загрузкой гальванокоагулятора, массовая доля меди в осадке наибольшая в интервале 4-6 минут.

Увеличение продолжительности обработки способствует разубоживанию осадка

за счет продолжающегося растворения анодного полуэлемента и образования гидроксидов железа, гетита и магнетита. Повышение концентрации кислорода приводит к снижению концентрации железа в сливе, но и понижает массовую долю меди в осадке, за счет уменьшения доли цементной меди. Массовая доля меди возрастает с увеличением исходной концентрации в растворе. Наибольшая массовая доля меди в осадке 19,43% получена при обработке потока с исходной концентрацией меди 517,2 мг/дм<sup>3</sup>.

Извлечение меди составило 95,6%. Более высокая массовая доля меди по сравнению с теоретической, полученной при моделировании, объясняется вкладом в комплексный механизм перевода меди из раствора в твердую фазу электрохимической составляющей, учет которой в программных комплексах невозможен. За 3-5 минут обработки раствора, рН жидкой фазы повышается на 0,7-1,4 ед. рН.

Более интенсивный переход цинка в осадок наблюдается после 8-12 минут обработки раствора при этом рН жидкой фазы превышает 4 ед. рН. Массовая доля цинка в осадке наибольшая в интервале 15-20 минут, извлечение составляет 47-61%. Увеличению массовой доли цинка в осадке способствует повышение рН исходного потока, рациональное значение рН 6,2.

Проведение процесса извлечения меди и цинка в две стадии с подщелачиванием слива гальванокоагуляции первой стадии позволяет уменьшить время обработки раствора и получить наиболее приемлемое соотношение «извлечение – массовая доля цинка в осадке».

В сливе гальванокоагулятора не наблюдается прироста железа относительно концентрации в исходном потоке. Блок «гальванокоагулятор-тонкослойный отстойник» достаточно просто может быть встроен в существующие на предприятиях схемы гидролитической очистки кислых рудничных и подотвальных вод для предшествующего комплексной очистке извлечения меди и цинка.

Как показали наши исследования, остаточная концентрация тяжелых металлов в сливе гальванокоагулятора после известкования с доведением рН до 9,0 значительно ниже, чем при проведении известкования исходной техногенной воды до аналогичного значения рН.

Преимуществом гальванокоагуляционного метода извлечения является возможность использования в качестве загрузки гальванокоагулятора твердых отходов предприятий цветной металлургии, имеющих в своем составе контрастные по электродному потенциалу ингредиенты.

Эффективность применения гальванокоагуляционной технологии подтверждается проведенными испытаниями на предприятиях медного комплекса Южного Урала.

**М.А. Найманбаев, Н.Г. Лохова, Ж.А. Балтабекова, Г.С. Рузахунова**

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения» (АО «ЦНЗМО»),  
г. Алматы, Республика Казахстан, madali\_2011@inbox.ru

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РЗЭ ИЗ ОТВАЛЬНОГО КЕКА ПЕРЕРАБОТКИ ВОЛЬФРАМИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

Редкоземельные элементы (РЗЭ) являются одними из дорогостоящих металлов, производство которых ограничено, что связано со значительной сложностью и затратностью существующих технологических процессов извлечения. Уникальные свойства РЗЭ и их соединений обеспечивают постоянный рост потребления и стимулируют исследовательские и технологические исследования.

В качестве источников, содержащих значительное количество редкоземельных элементов, могут использоваться отходы химических и металлургических производств.

Особое внимание уделяется разработке технологий попутного извлечения редкоземельных элементов в крупнотоннажных производствах титана, циркония, урана, вольфрама, минеральных удобрений. Отвальные кеки, образующиеся в процессе переработки вольфрамитовых концентратов для получения триоксида вольфрама следует рассматривать как ценное полиметаллическое сырье, содержащее наряду с железом и марганцем редкоземельные элементы.

В исследованиях использовали кек после выщелачивания вольфрама из концентрата, полученного из лежалых хвостов обогащения руд месторождения «Караоба», с содержанием, масс. %:  $\text{La}_2\text{O}_3$  0,0173;  $\text{CeO}_2$  0,0482;  $\text{Y}_2\text{O}_3$  0,0796;  $\text{Dy}_2\text{O}_3$  0,0404;  $\text{Pr}_2\text{O}_3$  0,0061;  $\text{Nd}_2\text{O}_3$  0,0084;  $\text{Sm}_2\text{O}_3$  0,0086;  $\text{Gd}_2\text{O}_3$  0,0111;  $\text{Yb}_2\text{O}_3$  0,0275;  $\Sigma\text{РЗЭ}$  0,2472.

Физико-химическими методами анализа отвального кека установлено, что редкоземельные элементы представлены, в основном, оксидами и, частично, связаны с железом, марганцем и молибденом. Выщелачивание РЗЭ из отвального кека проводили 18% раствором азотной кислоты в течение 2 ч с перемешиванием при температуре 90°C.

Из данных табл. 1 следует, что увеличение соотношения Т:Ж приводит к росту степени извлечения суммы РЗЭ в раствор. Оптимальным соотношением массы кека к объему кислоты, отвечающим высокой степени извлечения редкоземельных элементов при удовлетворительном содержании их в растворе следует признать Т:Ж=1:2,5. Надо отметить, что поведение некоторых редкоземельных элементов при выщелачивании из отвального кека несколько отличается при сохранении общей тенденции.

В табл. 2 приведен сравнительный анализ долевого состава редкоземельных элементов в маточных растворах, полученных с оптимальным Т:Ж. Таким образом, различие в условиях выщелачивания легкой, средней и тяжелой групп лантаноидов делает возможным их предварительное разделение.

Таблица 1

Результаты выщелачивания РЗЭ из отвального кека переработки вольфрамитового концентрата 18% раствором азотной кислоты при 90°C

№ п/п	Т:Ж	Содержание в растворе, г/дм <sup>3</sup>								
		La <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>	Pr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Nd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Sm <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Gd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Dy <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	ΣРЗЭ
1	1:1	0,071	0,136	0,027	0,012	0,121	0,154	0,248	0,279	1,048
2	1:1,5	0,091	0,385	0,034	0,014	0,079	0,102	0,222	0,420	1,347
3	1:2	0,090	0,245	0,033	0,021	0,047	0,076	0,202	0,426	1,140
4	1:2,5	0,079	0,224	0,029	0,030	0,047	0,061	0,174	0,385	1,031
5	1:3	0,071	0,204	0,026	0,027	0,043	0,055	0,169	0,357	0,952
Извлечение в раствор, %										
		La <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CeO <sub>2</sub>	Pr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Nd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Sm <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Gd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Dy <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	ΣРЗЭ
1	1:1	31,1	20,2	31,9	10,6	98,5	96,8	49,7	22,3	33,5
2	1:1,5	59,9	51,8	61,0	19,2	98,7	98,0	67,6	51,2	65,6
3	1:2	79,5	74,6	79,8	38,6	98,8	98,3	82,7	69,8	74,6
4	1:2,5	89,2	85,6	89,4	70,1	99,0	98,6	89,6	79,2	84,7
5	1:3	87,3	86,8	88,8	69,9	99,3	99,1	96,7	81,7	86,9

Таблица 2

Влияние Т:Ж на долевой состав РЗЭ в растворах азотнокислотного выщелачивания

Раствор (таблица 1)	Доля элементов, % (ΣРЗЭ=100%)								
	La <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ce <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Pr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Nd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Sm <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Gd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Dy <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
№1	6,8	13,0	2,6	1,1	11,5	14,7	26,6	26,6	
№4	7,7	21,7	2,8	2,9	4,5	5,9	16,9	37,3	

В процессе кислотного выщелачивания редкоземельных элементов из отвального кека в раствор переходит железо в количестве 18-20 г/дм<sup>3</sup>. В целом ряде технологий железо является нежелательной примесью в растворах. Одним из таких производств является получение редкоземельной продукции, где по существующим стандартам предъявляются жесткие требования к содержанию железа. Очистка растворов от него связана с трудностями, обусловленными близкими свойствами железа и редкоземельных элементов. Одним из способов удаления железа из РЗЭ-содержащих растворов является фракционное осаждение.

Из табл. 3 видно, что первым из смеси будет осаждаться гидроксид железа (III), произведение растворимости которого будет достигнуто раньше, при меньшей концентрации ионов ОН<sup>-</sup>.

Таблица 3

Величины произведений растворимости и интервал осаждения гидроксидов металлов

Величины	Fe(OH) <sub>3</sub>	Fe(OH) <sub>2</sub>	Y(OH) <sub>3</sub>	La(OH) <sub>3</sub>	Ce(OH) <sub>3</sub>	Pr(OH) <sub>3</sub>	Sm(OH) <sub>3</sub>	Er(OH) <sub>3</sub>
Пр	3,8·10 <sup>-38</sup>	1,7·10 <sup>-15</sup>	1·10 <sup>-24</sup>	5·10 <sup>-21</sup>	4·10 <sup>-23</sup>	7·10 <sup>-24</sup>	5·10 <sup>-24</sup>	4·10 <sup>-24</sup>
Интервал рН	2,2-3,2	7,4-8,8	8,0-8,5	8,0-8,6	7,9-8,2	8,0-8,8	7,5-8,0	6,7-7,5

Кроме того, интервал рН осаждения гидроксида железа (III) лежит в кислой области, а редкоземельных элементов – в щелочной. Свежеосажденный гидроксид же-

леза является студнем и обладает высокоразвитой поверхностью с большими адсорбционными свойствами. Следует ожидать соосаждение редкоземельных элементов на осадке  $\text{Fe}(\text{OH})_3$ .

При практически полном удалении железа из растворов (остаточное содержание в маточном растворе  $0,2 \text{ г/дм}^3$ ) степень соосаждения редкоземельных элементов прямо пропорциональна соотношению ионов  $\text{Fe}:\text{РЗЭ}$  в исследованном интервале концентраций. В полученных технологических растворах отношения количества ионов железа к сумме ионов редкоземельных элементов равняется 18-20:1.

При осаждении железа до остаточного содержания в растворе  $1,5 \text{ г/дм}^3$  можно снизить потери РЗЭ с осадком гидроксида железа с 19,5 до 9,2%. Соотношение  $\text{Fe}:\text{РЗЭ}$  в полученных растворах равно 1,6:1. В результате очистки был получен раствор, содержащий  $1,5 \text{ г/дм}^3$  железа и  $1,031 \text{ г/дм}^3$  суммы РЗЭ, который служил исходным для исследования возможности концентрирования РЗЭ сорбционным способом.

Сорбцию проводили в динамическом режиме, степень сорбции суммы редкоземельных элементов составила 97,1%. Десорбировали редкоземельные элементы 20% раствором азотной кислоты. Полученный производственный раствор содержит  $17,87 \text{ г/дм}^3$  суммы редкоземельных элементов и  $2,5 \text{ г/дм}^3$  железа.

Из азотнокислых элюатов проводили осаждение РЗЭ щавелевой кислотой. Оксиды РЗЭ получали прокалкой оксалатов при  $900^\circ\text{C}$ . Состав оксидного концентрата, масс. %:  $\Sigma\text{РЗЭ}$  92,1;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  0,11;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  0,15;  $\text{P}_2\text{O}_5$  0,39;  $\text{ThO}_2$  0,036;  $\text{Th}/\Sigma\text{РЗЭ}$  0,0004

В результате лабораторных исследований разработан способ извлечения редкоземельных элементов из отвального кека переработки вольфрамитового концентрата, который заключается в кислотном выщелачивании кека, разделении пульпы фильтрацией, сорбции редкоземельных элементов на катионите, десорбции раствором азотной кислоты, осаждением оксалатов, их прокалкой с получением товарного оксидного концентрата РЗЭ.

***Г.Ж. Абдыкирова, М.Ш. Танекеева, Г.И. Тойланбай, Г.Б. Нурахметова***

Акционерное общество «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения» (АО «ЦНЗМО»),  
Национального научно-технологического холдинга «Парасат» (АО «ЦНЗМО» ННТХ «Парасат»),  
г. Алматы, Республика Казахстан, ao.cnzmo@rambler.ru

## **ИССЛЕДОВАНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ПО ГРАВИТАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННОЙ СХЕМЕ ОБОГАЩЕНИЯ**

Прогресс совершенствования гравитационных методов извлечения золота позволяет рассматривать техногенные отвалы как весьма привлекательный сырьевой источник.

В Казахстане к настоящему времени накоплено более 20 млрд. т промышленных отходов, из них техногенные отходы (забалансовые руды, отвалы, хвосты обогащения) предприятий цветной металлургии составляют 10,1 млрд. т, а в черной металлургии - 8,7 млрд. т.

Важнейшим преимуществом техногенных отвалов является готовность продукта непосредственно к обогащению (руды уже подняты из недр, промыты и дезинтегрированы).

Другой не менее важный аспект проблемы «тонкого золота» состоит в том, что огромное количество техногенных отвалов, накопившихся за многие десятилетия, становятся рентабельными благодаря новым технологическим возможностям и [росту цен на золото](#). Поэтому разработка технологий обогащения золотосодержащего техногенного сырья является актуальной задачей для золотодобывающей отрасли.

В связи с этим проводятся работы по определению обогатимости лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ) на основе глубокого исследования физико-химических характеристик техногенных минеральных ассоциаций, в которых отмечаются вторичные изменения минералов. Целью работы является разработка технологических решений по извлечению золота из лежалых хвостов флотационного обогащения.

Для исследования вещественного состава золотосодержащих хвостов был проведен рентгенофазовый анализ на аппарате D8 Advance (BRUKER), излучение  $\alpha$  – Cu, напряжение на трубке равно 40/40. Результаты анализа показали присутствие в пробе хвостов доломита  $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ , кварца  $\text{SiO}_2$ , пирита  $\text{FeS}_{1,74}$ , гипса  $\text{Ca}(\text{SO}_4)(\text{H}_2\text{O})_2$  и альбита  $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ . Для определения гранулометрического состава материала проведен ситовый анализ хвостов. По данным химического анализа исследуемая проба хвостов содержит 2,1-2,3 г/т золота и 0,46 % меди.

Пробы различных классов крупности золотосодержащих хвостов флотационного обогащения были исследованы с применением растровой электронной микроскопии на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL.

Полученные данные энергодисперсионной спектроскопии (ЭДС-анализа) показали, что наибольшее содержание золота (3,14 %) обнаружено в классе крупности - 0,071+0,045 мм. В остальных пробах содержание золота находится в пределах 1,10-1,65 %. В исследуемой пробе присутствует большее количество, по сравнению с другими классами, пирита  $\text{FeS}_2$  и арсенопирита  $\text{FeAsS}$ , содержащих включения золота. В то же время в данном классе содержится меньше пустой породы, представленной доломитом и кварцем.

Согласно данным ЭДС-анализа «в точке» электронного зонда в пробе золотосодержащих хвостов наиболее вероятными соединениями являются: пирит  $\text{FeS}_2$ , халькопирит  $\text{CuFeS}_2$ , кварц  $\text{SiO}_2$ , кальцит  $\text{CaCO}_3$ , альбит  $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ , мусковит  $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_8$ , доломит  $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ , гипс  $\text{Ca}(\text{SO}_4)(\text{H}_2\text{O})_2$ , окисленные соедине-

ния железа (гидроксиды, сульфаты и карбонаты).

По данным ЭДС-анализа золото присутствует в сульфидных минералах (пирите и халькопирите) и сульфате железа, в которых содержание золота составляет до 18,5 масс. %. Практически полностью отсутствует золото в кварце, альбите, мусковите и кальците, небольшие вкрапления золота обнаружены в составе доломита и гипса.

Наличие в пробе лежалых хвостов окисленных соединений железа свидетельствует о том, что присутствующие в хвостах сульфидные минералы были окислены с образованием оксидов, гидроксидов, сульфатов и карбонатов железа в результате продолжительного воздействия климатических условий.

Результаты ЭДС-анализа лежалых хвостов показали небольшое содержание серебра во многих сульфидных и окисленных минералах.

В составе пирита, халькопирита и доломита содержится мышьяк, в некоторых минералах присутствует сурьма.

Результаты проведенных исследований по изучению вещественного состава золотосодержащих хвостов определяют целесообразность применения гравитационно-флотационной схемы переработки.

Проведены исследования на обогатимость лежалых хвостов по гравитационной, гравитационно-флотационной и флотационной схемам.

Полученные результаты по гравитационному обогащению хвостов флотации показывают, что извлечение золота составило: на отсадочной машине – 27,92 %, винтовом сепараторе – 21,13 %, мягком шлюзе – 16,1 %, концентрационном столе – 31,4 %, и в центробежном сепараторе – 37,18 % (класс -0,28+0,020 мм) и 58,1 % (класс -0,020+0 мм).

Обогащением лежалых хвостов на центробежном концентрате получен золотосодержащий концентрат с содержанием золота 19,1 г/т, извлечение составило 27,2 %. Хвосты центробежного сепаратора с содержанием золота 1,69 г/т и меди 0,473 г/т являются исходным материалом для флотационного обогащения.

Флотационное дообогащение хвостов сепаратора обеспечивает более высокое извлечение золота и меди в объединенный концентрат из лежалых хвостов.

Полученный объединенный концентрат с содержанием золота 8,0 г/т и 1,92 % меди при извлечении 79,1 % и 87,37 %, соответственно, является пригодным для дальнейшей переработки пирометаллургическим или гидрометаллургическим методами с получением золота и меди.

Прямое обогащение лежалых хвостов флотационным методом позволило получить флотоконцентрат с содержанием золота 8,0 г/т и меди 2,0 % при извлечении 76,8 % и 83,3 %, соответственно.

Полученный флотоконцентрат может быть направлен на дальнейшую переработку.

**И.В. Кузнецов, В.Ю. Кольцов, А.В. Калашников, Г.И. Авдонин**

Открытое акционерное общество «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии (ОАО «ВНИИХТ»), г. Москва, Россия, basilik2@ya.ru

## **СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ АГЛОМЕРАЦИИ РУД ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ**

В настоящее время для извлечения урана из бедных, забалансовых руд наиболее рентабельным является метод кучного выщелачивания (КВ).

Наряду с явными экономическими преимуществами перед другими методами «КВ» имеет, к сожалению, ограничения по типу сырья. Так при переработке глинистого сырья возникают серьёзные проблемы в виде кольматации (заиливания) материала, что приводит к снижению водопроницаемости кучи и порой к полному прекращению процесса выщелачивания.

Следовательно, разработка способа подготовки рудного сырья к кучному выщелачиванию с применением методов (на основе гранульного процесса) позволяющих устранить проблемы кольматации, весьма актуальна.

В работе предложен механизм формирования гранул пригодных для процесса КВ глинистых урановых руд.

Представлены результаты сравнительных исследований по кучному выщелачиванию руды месторождения «Горное» разной крупности - исходной и подготовленной гранульным методом.

При специальной обработке руды концентрированной серной кислотой в гранулах проходит реакция образования растворимого сульфата уранила, который активно переходит в раствор, о чем свидетельствуют заметные концентрации урана уже в первых порциях инфильтрата даже при выщелачивании подкисленной водой.

При выщелачивании же кускового материала сначала должны пройти процессы закисления (диффузии кислоты к минералу носителю урана), образования растворимого сульфата уранила и только после этого его выщелачивание.

Не менее важным положительным фактором применения гранульного метода является и то, что устраняется угроза кольматации продукта.

Установлено, что специальная гранульная подготовка руды:

- сокращает время отработки и съема товарных растворов со штабеля;
- способствует уменьшению основного технологического показателя КВ - отношения – Ж:Т в три раза;
- повышает степень извлечения урана до 98,89 %;
- позволяет использовать способом кучного выщелачивания применительно к глинистым рудам.

*А.Д. Рябцев, В.И. Титаренко, Н.П. Коцупало, Н.М. Немков, А.А. Кураков*  
Закрытое акционерное общество "Экостар-Наутех", г.Новосибирск, Россия, nautech@mail.ru

## **ПОЛИКОМПОНЕНТНЫЕ РАССОЛЫ СИБИРСКОЙ ПЛАТФОРМЫ - ГИДРОМИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЁ МНОГОЦЕЛЕВОГО НАЗНАЧЕНИЯ**

Поликомпонентные литий-бромсодержащие рассолы хлоридного Са-Mg и Са-Mg-Na типов широко распространены в пределах Сибирской платформы. Высокое содержание кальция и магния в составе рассолов исключает возможность их концентрирования и не позволяет осуществлять традиционное извлечение лития путём упаривания в бассейнах (*Остроушко Ю.И., Дегтярёва Т.В.* Гидроминеральное сырьё – неисчерпаемый источник лития). Нетрадиционный состав рассолов, в которых показатель R, равный отношению концентраций  $\Sigma(\text{Ca}+\text{Mg})$  к концентрации лития составляет более 300, потребовал специальных приёмов для промышленного извлечения лития. Для этих целей были предложены способы получения гранулированного сорбента на основе хлорсодержащей разновидности двойного гидроксида алюминия лития -  $\text{LiCl} \cdot 2\text{Al}(\text{OH})_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$  (ДГАЛ-Cl) с дефицитом лития в его составе и дефектами в структуре [1,2]. На их базе разработана промышленная технология получения гранулированного сорбента на основе ДГАЛ-Cl [3], которая реализована в промышленном масштабе

Производство селективного к литию гранулированного сорбента стимулировало разработку сорбционной технологии обогащения рассолов нетрадиционного состава с получением литиевых концентратов в виде водных растворов хлорида лития [3]. Для реализации процесса обогащения рассола по литию создано промышленное оборудование в виде сорбционно-десорбционных модулей с загрузкой сорбента от 8 до 28 т. [1-3].

Технология сорбционного обогащения рассолов прошла стадию опытно-промышленной проверки на рассолах хлоридного Са-Mg типа Сибирской платформы и на литиеносных озёрных рассолах хлоридного магниевых типа Китая (провинция Цинхай). В настоящее время в Китае сорбционная технология обогащения по литию промышленно освоена и находится в стадии развития. Технология обогащения литиеносного гидроминерального сырья по литию позволяет селективно выделять литий из рассолов любых типов, практически не изменяя при этом состава.

Из литиевых концентратов после их очистки от остатков примесей и концентрирования можно получать соли лития: LiCl, LiF, LiBr,  $\text{Li}_2\text{CO}_3$ , а также моногидрат гидроксида лития и металлический литий высокой степени чистоты [2]. При этом неизменность состава рассола прошедшего стадию обогащения по литию позволила рассматривать гидроминеральное сырьё как перспективную поликомпонентную сырьевую базу и разработать на их основе технологию комплексной переработки рассолов

Ca-Mg и Ca-Mg-Na типов с получением наряду с литиевой продукцией бромных, магниевых и кальциевых соединений.

Из числа наиболее востребованных продуктов, получаемых из рассолов, является бром и бромпроизводные. В настоящее время бром импортируется в основном из Украины и на 60 % расходуется фармацевтической промышленностью.

Применительно к производству брома разработана технология и аппаратура для получения хлора из побочных продуктов производства, необходимого для окисления бромид-ионов перед его десорбцией паром. Разработана технология получения брома и бромида лития. Созданы модульные электрохимические установки для получения хлора как из раствора NaCl, образующегося в производстве  $\text{Li}_2\text{CO}_3$ , так и из поваренной соли [4].

Производство магниевых продуктов осуществляют путём коллективного осаждения Ca и Mg содово-щелочным раствором с получением раствора  $\text{MgCl}_2$  и осадка  $\text{CaCO}_3$  либо отдельно с получением осадка  $\text{Mg}(\text{OH})_2$  и раствора хлорида кальция. Из раствора хлорида магния при упаривании получают бишофит -  $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ . Другим магниевым продуктом, получаемым из раствора  $\text{MgCl}_2$ , является магнезия углекислая, из которой в свою очередь при прокаливании ( $t \sim 650^\circ\text{C}$ ) получают оксид магния. Высокодисперсный MgO котируется на мировом рынке для получения высокосортной керамики и специальных сортов цемента. Оксид магния имеет высокий спрос в стройиндустрии при получении новых негорючих строительных материалов. Магнезиальный цемент используется для получения тампонажных растворов при бурении на нефть и газ в пределах Сибирской платформы. Из числа магниевых продуктов особое место занимает хлорид магния, т.к. является сырьём для получения металлического магния.

При селективном осаждении только  $\text{Mg}(\text{OH})_2$  из рассола электролизным катодом образуется раствор хлорида кальция, который после концентрирования может служить реагентом для получения кальциевых продуктов: хлорида, карбоната, гипохлорита и бромида.

Карбонат кальция может быть получен как при коллективном, так и при отдельном осаждении Ca и Mg из рассола. Осаждённый карбонат кальция (Precipitated Calcium Carbonate – PCC), отличающийся по своим свойствам от минерала известняка. Он имеет высокую чистоту и тонкодисперсный состав. Такой продукт используется в новых технологиях, в том числе нанотехнологиях для получения материалов с улучшенными свойствами. В России промышленное производство осаждённого карбоната кальция отсутствует.

В свою очередь производимый раствор хлорида кальция может использоваться для получения гранулированного хлорида кальция. При охлаждении раствора хлорида кальция ниже  $0^\circ\text{C}$  можно получать шестиводный хлорид кальция –  $\text{CaCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ , который используется в качестве противогололёдного материала [2].  $\text{CaCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  мо-

жет быть также получен непосредственно из природных рассолов хлоридного Ca-Mg типа их охлаждением [2]. Его производство в России налажено только в европейской части России, при этом в большинстве случаев его получение осуществляется из известняка и соляной кислоты. Разработанная технология получения из рассолов Сибирской платформы гранулированного гидратированного хлорида кальция является более эффективной и современной. Гранулированный гидратированный хлорид кальция может использоваться также в качестве основы для получения буровых растворов. Он является перспективным сырьём для получения металлического кальция.

Раствор хлорида кальция, как уже указывалось, может служить исходным реагентом для получения гипохлорита кальция путём обменного взаимодействия с гипохлоритом натрия производимым с использованием мембранного электролиза раствора NaCl [4]. Ниже приводится реакция получения гипохлорита кальция:  $\text{CaCl}_2 + 2\text{NaClO} + 3\text{H}_2\text{O} = \downarrow \text{Ca}(\text{ClO})_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O} + 2\text{NaCl}$ . После высушивания нейтральный гипохлорит кальция содержит ~70 % активного хлора.

Крупнейшим потребителем гипохлорита кальция в России являются золотодобывающие предприятия. Несмотря на то, что в России имеются предприятия по получению гипохлорита кальция, но они выпускают основной гипохлорит кальция состава  $3\text{Ca}(\text{ClO})_2 \cdot 2\text{Ca}(\text{OH})_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ , содержание активного хлора в котором не превышает 50%. Поэтому такие крупные предприятия, как ОАО "Полус Золото", предпочитают использовать более качественный и более дешёвый (!) продукт, импортируемый из Китая.

Раствор хлорида кальция использовали также в качестве реагента для получения бромида кальция [11].

Процесс основан на сорбции ионов кальция катионитом КУ-2-8с в  $\text{H}^+$  форме с последующей десорбцией его бромисто-водородной кислотой. Раствор HBr готовили путём взаимодействия элементного брома с водным раствором восстановителя, в качестве которого использовали различные аммонийные продукты.

В процессе ионного обмена  $\text{Ca}^{2+} \rightarrow 2\text{H}^+$  происходит регенерация катионита. Товарным продуктом может служить как 52% раствор бромида кальция, так и кристаллогидрат, полученный при его упаривании –  $\text{CaBr}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ . Наиболее широкое применение бромид кальция имеет для производства тяжёлых буровых растворов нового поколения.

На основании результатов исследований выполненных в направлении использования природных рассолов как поликомпонентных сырьевых источников разработана технология комплексной переработки рассолов Сибирской платформы хлоридного Ca-Mg и Ca-Mg-Na типов. Технология является безотходной с использованием реагентов, производимых из исходных или маточных рассолов.

Глубокая переработка природных сырьевых источников становится все более актуальной. В этой связи гидроминеральное сырьё является тем источником, который

может быть на 100% переработан в товарные продукты, производя при этом не только продукцию для новой техники, но и создавая высокоэффективные производства для коммунального хозяйства, стройиндустрии, нефтегазозолотодобывающих отраслей.

*Список использованных источников*

1. Коцупало Н.П., Рябцев А.Д. Химия и технология получения соединений лития из литиеносного гидроминерального сырья. Научный редактор академик РАН Болдырев В.В. Новосибирское академ. изд. ГЕО. 2008. 291 с.
2. Рябцев А.Д. Переработка литиеносного поликомпонентного гидроминерального сырья на основе его обогащения по литию. Автореферат диссертации докт. техн. наук. 2012. Томск. 39с.
3. Рябцев А.Д., Коцупало Н.П., Кураков А.А. и др. Промышленное получение и характеристики гранулированного сорбента для производства литиевого концентрата из природных рассолов //Ж. Химическая технология. В печати.
4. Немков Н.М., Рябцев А.Д., Коцупало Н.П. и др. Получение кальциевых продуктов из поликомпонентных рассолов хлоридного кальциево-магниевого типа // Ж. Химическая технология. В печати.

**Ал.А. Кураков, А.Д.Рябцев, В.И. Титаренко, Н.П.Коцупал, Ан.А. Кураков**  
Закрытое акционерное общество "Экостар-Наутех", г.Новосибирск, Россия, nautech@mail.ru

## **ПОЛУЧЕНИЕ УЛЬТРАВЫСОКОЧИСТОГО КАРБОНАТА ЛИТИЯ ИЗ ПРИРОДНЫХ ЛИТИЕНОСНЫХ РАССОЛОВ**

Мировой рынок в последние годы показывает все увеличивающийся спрос на соединения лития. Особым спросом пользуется высокочистые соединения лития: карбонат, хлорид, металлический литий [1]. Карбонат лития в силу своих физических и химических свойств является наиболее востребованным на рынке соединением. Большая часть высокочистого карбоната лития используют для производства литиевых источников тока.

Возрастающий спрос на литиевую продукцию ставит задачи вовлечения новых источников сырья. Одним из таких источников являются литиеносные рассолы хлоридно-кальциевого и хлоридно-магниевого типа не поддающиеся концентрированию по классической галургической технологии. Поставленная задача решается авторами через сорбционно-десорбционное обогащение рассола по литию на гранулированном сорбенте: хлорсодержащей разновидности двойного гидроксида алюминия, лития дефектной структуры –  $\text{LiCl} \cdot 2\text{Al}(\text{OH})_3 \cdot m\text{H}_2\text{O}$  с последующей переработкой производимого литиевого концентрата в высокочистый карбонат лития с содержанием основного вещества не менее 99,5% (ВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$ ) [2].

Получение ультравысокочистого карбоната лития (УВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$ ) содержащего 99,99% основного вещества осуществляют из ВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  путем карбонизации его водной пульпы для перевода слаборастворимого карбоната лития в более растворимое соединение бикарбонат лития ( $\text{LiHCO}_3$ ). Раствор  $\text{LiHCO}_3$  подвергают ионообмен-

ной очистке от катионов-примесей (щелочноземельных и тяжелых металлов), а затем нагревают с целью декарбонизации и получения осадка  $\text{Li}_2\text{CO}_3$ . Основная масса анионов примесей и катионов щелочных металлов при этом остается в маточном растворе. Выделяющийся углекислый газ используют для проведения карбонизации пульпы ВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$ . Полученный после декарбонизации карбонат подвергают проточной промывке и центрифугированию. После сушки продукт соответствует содержанию основного вещества 99,99% и выше. Выход ВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  в УВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  составляет 11-12%

С целью снижения энергоемкости технологического передела и повышения выхода  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  в ультравысокочистый продукт предлагается его существенная модернизация. Исследованиями кинетики карбонизации [3] было установлено, что скорость карбонизации  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  в наибольшей степени зависит от размера его частиц определяющих суммарную поверхность контакта фаз. Именно поэтому обычно для ускорения процесса карбонизации карбонат лития подвергают энергоемкому тонкому помолу (размер частиц менее 50-100 мкм). Известно, что удельная поверхность порошков ( $S_{уд}$ ) для идеальных шарообразных частиц размером  $d_{ср}$  определяется по формуле:

$$S_{уд} = 6/d_{ср} [4].$$

Математический расчет показывает, что для создания поверхности контакта фаз, эквивалентной поверхности частиц с размером 100 мкм при массовой концентрации  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  30 кг/м<sup>3</sup>, массовая концентрация  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  должна составить 300 кг/м<sup>3</sup>. Фактически за счет более развитой поверхности частиц  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  по сравнению с шарообразной, равные скорости карбонизации достигаются при содержании  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  в пульпе 120 кг/м<sup>3</sup>. Таким образом, энергоемкий процесс тонкого помола карбоната лития исключается за счет осуществления процесса карбонизации в пульпе с содержанием  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  не менее 120 кг/м<sup>3</sup>. Дополнительным эффектом осуществления процесса карбонизации в подобном режиме является снижение концентрации кальция в растворе бикарбоната лития с 30-40 до 4-10 мг/дм<sup>3</sup>. Это позволяет увеличить межрегенерационный ресурс работы ионообменной колонны и снизить удельный выход растворов регенерации ионообменных колонн.

С целью снижения общей себестоимости процесса получения УВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  в процессе ионообменной очистки дорогостоящий покупной реагент гидроксид лития ( $\text{LiOH}$ ) используемый для перевода смолы в Li-форму заменен на раствор  $\text{LiHCO}_3$  получаемый в качестве промежуточного продукта по данной технологии. Проверка перевода образцов ионообменной смолы из H формы в Li форму растворами  $\text{LiHCO}_3$  и  $\text{LiOH}$  показало полную идентичность сорбционных характеристик обоих образцов.

Применительно к получению УВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  из высокочистого или технического карбоната лития на предприятиях территориально оторванных от производства ВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  предложено с целью повышения выхода товарной продукции маточные растворы осаждения  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  и регенерационные растворы процесса ионообменной очист-

ки подвергать переработке с целью утилизации лития и получения побочных товарных продуктов. При этом растворы, содержащие  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  после удаления анионных примесей, главным образом сульфат и борат-ионов, возвращают на стадию получения раствора  $\text{LiHCO}_3$ . Кислые регенерационные растворы после нейтрализации щелочными реагентами утилизируют с получением побочных товарных продуктов: технических хлорида натрия или хлорида кальция.

При получении УВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  на предприятиях производящих технический или ВЧ  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  из литиеносных рассолов, утилизация маточных растворов и регенерационных растворов процесса ионообменной очистки значительно упрощается. Маточные растворы утилизируют на стадии удаления магния из вторичного литиевого концентрата. Регенерационные кислые растворы после нейтрализации перерабатывают с извлечением кальциевых и магниевых продуктов.

*Список использованных источников*

1. US Geological Survey Mineral Commodity Summaries, January, 2013, p. 94-95//[http: minerals. usgs. gov./minerals/plus/commodity/lithium](http://minerals.usgs.gov/minerals/plus/commodity/lithium), prepared by B.W.Jaskula
2. А.Д.Рябцев, В.И.Титаренко, Н.П.Коцупало и др. Заявка № 2012105842 от 17.02.2012 Способ получения литиевого концентрата и соединений лития с его использованием из литиеносных природных рассолов
3. Wen-Tao Yi, Chun-Yan Yan, and Pei-Hua Ma. Kinetic study on carbonation of crude  $\text{Li}_2\text{CO}_3$  with  $\text{CO}_2$  –water solutions in slurry bubble column reactor// Korean J. Chem. Eng., 2011, 28(3), p.703-709.
4. В.А. Коузов Основы анализа дисперсного состава промышленных пылей и измельченных материалов. Л., «Химия», 1974, 280с.

***А.И. Заболоцкий***  
ООО «УК Ариэнт»

## **ПРАКТИКА И ПЕРСПЕКТИВЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ОТХОДОВ СЕРНОКИСЛОТНЫХ ПРОИЗВОДСТВ – ПИРИТНЫХ ОГАРКОВ**

В настоящее время в России имеются 4-е хранилища отходов сернокислотного производства – пиритных огарков, с объемом более 1 млн.т. Каждое из хранилищ представляет собой перспективный объект для создания предприятий по добыче полезных компонентов.

Содержание полезных компонентов, которые могут быть утилизированы, эквивалентны содержанию условного золота в 4-5 г/т. Вещественный состав огарков практически исключает использование методов обогащения.

Извлечение полезных компонентов возможно гидрометаллургическими методами, но также сопряжено с трудностями, обусловленными сложным составом, упорностью отдельных металлов для выщелачивания, экологическими проблемами.

Предлагается принцип последовательного развития технологии: на первом этапе

извлекаются наиболее дорогостоящие золото и медь, далее за счет совершенствования технологии и накопления в оборотных растворах серебро и цинк, возможно РЗМ, скандий, кобальт.

В перспективе – полная утилизация хранилищ в черную металлургию и цементную промышленность с ликвидацией хранилищ как опасных экологических объектов. Обсуждаются успехи и проблемы первых проектов в данном направлении.

***Б.А. Семенов, А.Н. Мракин, В.Н. Илясов***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Саратовский государственный технический университет им. Гагарина Ю.А.» ;  
Общество с ограниченной ответственностью «Перелюбская горная компания», г. Саратов, Россия, anton1987.87@mail.ru

## **ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ ЕВРОПЕЙСКОЙ ЧАСТИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ**

Европейская часть России является основным потребителем органического топлива для нужд экономики, при этом основная часть нефти, газа и высококачественного угля добывается в Азиатской части страны. Вместе с тем необходимо отметить тот факт, что как раз в Европейской части сосредоточены запасы горючих сланцев пригодных для комплексной глубокой термохимической конверсии в энергоносители и материалы (Волжский, Вычегорский, Тимано-Печорский и Центральный бассейны). Так запасы горючих сланцев в Саратовской области оцениваются в 10,2 млрд. т, а потенциальные запасы аккумулированной в нем сланцевой нефти почти в 1,5 раза превышают областные ресурсы жидких и газообразных углеводородов.

На территории Волго-Печерской сланценозной провинции месторождения различаются как по содержанию органической части, так и по геологическим условиям залегания и формирования пластов, которые представлены тонкими продуктивными пластами мощностью 0,3-1,2 м с мощностью перекрывающих межпластовых пород 3-5 м. Что накладывает определенные особенности на технологии его использования.

Сланец – это особо ценный вид горно-химического сырья, сформировавшегося из низших простейших организмов древних водоемов (мельчайшие представители животного мира – зоопланктон, микроскопические растения – фитопланктон, донные водоросли и морские травы – фитобентос) и возможность его применения в качестве топлива или сырья для технологической переработки определяются совокупностью свойств органического вещества и минеральных компонентов, а также их количественным соотношением.

Термохимическая конверсия горючих сланцев позволяет получать продукты топливного назначения, строительные материалы и химические соединения. При этом

состав и количественное соотношение продуктов конверсии зависят от типа и происхождения органического вещества, количества и состава минеральной части, конечной температуры процесса, скорости нагрева, времени пребывания в реакционной зоне, гранулометрического состава, давления, газовой среды и пр.

Экстрактивная технология добычи битумоидов из большинства горючих сланцев России не применима, проецирование американских и европейских технологий получения сланцевого газа также не возможно, поскольку отечественные сланцы представлены значительно менее тонкими пластами, залегающими неглубоко в районах с высокой плотностью населения. Поэтому для Российских сланцев требуется разработка своих технологий комплексного использования.

Наибольший экономический эффект при использовании горючих сланцев возможно получить только при энерготехнологическом комбинировании по безотходной технологии. При разработке принципиальной схемы такой установки по переработке сернистых горючих сланцев необходимо принимать во внимание следующие соображения:

Переработка должна обеспечивать получение чистого газового энергоносителя и ассортимента химических продуктов для нужд развивающейся экономики региона (особый интерес имеет получение продуктов, производство которых затруднено или недоступно из другого сырья).

Установка должна работать по безотходной технологии с полным использованием органической и минеральной части сланца

Используемое оборудование должно выбираться из числа стандартного и обеспечивать эффективную переработку топлива широкого гранулометрического состава.

Работами профессора Каширского В.Г. предложена энерготехнологическая схема комбинированной установки с термохимической конверсией сланца (рис. 1).

Для получения чистого газообразного энергоносителя служит процесс газификации, который может осуществляться на воздушном, паровоздушном или парокислородном дутье как при атмосферном, так и при повышенном давлении.

В процессе переработки горючих сланцев с  $Q_n^p=9,6$  МДж/кг, при удельном расходе электроэнергии  $0,125$  кВт·ч/(м<sup>3</sup> газа) и расходе пара  $0,5$  кг пара/кг сланца возможно получить следующие продукты (с выходом на кг сланца): газ очищенный –  $0,262$  м<sup>3</sup>; масло шпалопрпиточное –  $0,0288$  кг; битум –  $0,036$  кг; сера –  $0,020$  кг; тиофен и гомологи –  $0,0019$  кг; бензол –  $0,0044$  кг; толуол –  $0,0018$  кг; углекислота –  $0,312$  кг; зольный остаток –  $0,4641$  кг.

В СГТУ были проведены опыты по скоростному пиролизу для превращения керогена сланца в жидкие и газообразные продукты при нагреве газозвеси в токе перегретого водяного пара, рециркулирующего газа или ограниченном количестве воздуха. Эти опыты доказали возможность получения горючего газа с теплотой сгорания на уровне  $10$  МДж/м<sup>3</sup>, которая может обеспечить его применение в топливоисполь-

зующих устройствах различного назначения. Также установлено что при нагреве частиц высокосернистого сланца (высокое содержание серы характерно для всех Волжских сланцев – до 7%) возможно получить 1,5-1,8% пиробензола в составе которого 56,2% бензола, 19,5% толуола, 11,5% тиюфена и 4,2% метилтиюфена.

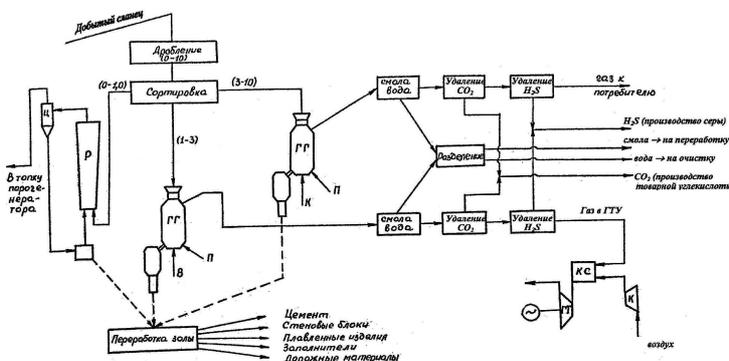


Рис.1. Принципиальная схема энерготехнологического комбината (газификация под давлением и скоростной пиролиз):

ГГ - газогенератор; В - воздух; П - пар; Р - реактор; Ц - циклон; К - кислород; К - компрессор; КС - камера сгорания; ГТ - газовая турбина

единений. Большинство российских сланцев относятся к высокосернистым с преимущественной органической ее формой. Работами СГТУ и УПИ разработаны технологии, ориентированные на топливное использование сланца, позволяющие значительно снизить негативное воздействие вредных выбросов, содержащих сернистые соединения, на окружающую среду – это циркулирующий кипящий слой, пирогазификация в восходящем потоке теплоносителя, парокислородная газификация и др.

Для создания высокопроизводительных аппаратов необходимо интенсифицировать гетерогенные реакции горения и газификации путем применения топлива в тонкодисперсном состоянии, что особенно актуально при современном уровне механизации добычи горючих ископаемых, при котором образуется до 60-70% мелочи и пыли.

Характерным представителем установок, позволяющих использовать такой фракционный состав, является разработанный ООО «Перелюбская горная компания» новый тип шнековых реакторов для получения сланцевой нефти (смолы), горючего газа и гидравлического вяжущего.

Расчетами установлено, что этот тип реакторов должен обладать улучшенными удельными характеристиками по сравнению с УТТ-500 и газогенераторами. При этом компания специализируется не только на переработке сланцев, но и на добыче твердых полезных ископаемых, представленных тонкими продуктивными пластами, бесшахтным способом с применением специально созданных автономных передвижных буровых модулей.

Поэтому в перспективе высокосернистые горючие сланцы могут стать ключом к развитию промышленности тиюфена и его производных в Российской Федерации, производство которых полностью отсутствует.

Особенно существенное влияние на выбор направления промышленного использования горючих сланцев оказывает как общее содержание серы, так и ее распределение по видам соединений.

Предлагаемая нами совместно с Перелюбской горной компанией программа создания сланцевой промышленности рассчитана на несколько этапов. На первом этапе предполагается нетопливное использование сланца в натуральном состоянии (в сельском хозяйстве в качестве мелиоранта и органического удобрения; наполнителя при производстве РТИ, линолеума и эбонита). Это позволит иметь стабильный источник финансов для перехода ко второму этапу - комплексному использованию. На втором этапе предполагается использовать сланец для получения энергоносителей, сырья и материалов для ряда отраслей промышленности (медицинской, пластополимерной, химии органического синтеза, строительной, редкометалльной и пр.). Промышленная реализация данной программы позволит получать широкий спектр энергоносителей для энергообеспечения промышленных и коммунально-бытовых потребителей, а также ряд ценных материалов для национальной экономики.

В Европейской части России сосредоточены ресурсы горючих сланцев, достаточные для создания сланцеперерабатывающей отрасли. Для реализации предлагаемой программы нет никаких принципиальных научно-технических и технологических затруднений. В частности лабораторные исследования и НИОКР подтверждают эффективность термохимической переработки сернистых горючих сланцев. Однако, технологические режимы таких процессов в условиях, близких к промышленным, еще не исследовались. Поэтому для практической реализации данного пилотного проекта нужна политическая воля руководства страны и региона, а также финансирование на льготных условиях в рамках федеральной целевой программы.

***М.Ю. Тиунов, Ю.А. Тиунов, С.А. Богдаев\****

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия; Lab1@irgiredmet.ru; mut.80@mail.ru; tua-44@yandex.ru

\*НИ ИРГТУ, г.Иркутск, Россия

## **ФЛОТАЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ХВОСТОВ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ РЕДКОМЕТАЛЬНЫХ РУД**

Как правило, редкометалльные руды, помимо основных компонентов, извлекаемых на фабриках по гравитационным технологиям, содержат в своем составе минералы, обладающие не меньшей ценностью. В данной работе рассматриваются результаты исследований по флотационному доизвлечению ценных компонентов, как основных так и попутных, из хвостов гравитационного обогащения руд месторождений, расположенных в Забайкальском крае. В хвостах гравитационного обогащения руд содержатся тонкозернистый вольфрамит, берилл, слюды (мусковит, лепидолит и т.д.) и полевые шпаты.

Известны способы флотации вольфрамита олеиновой кислотой в присутствии

кальцинированной соды, комплексообразующим собирателем ИМ-50 в слабощелочной среде в сочетании с аполярным собирателем. Авторы, при флотации вольфрамитов использовали сочетание двух щелочных модификаторов-кальцинированной соды и едкого натрия при их соотношении 1:2. При этом вольфрамит, после обесшламливания пульпы, флотируется таловым маслом, омыленным кальцинированной содой. Извлечение вольфрамитов при этом достигает 80-85%, в концентрат основной флотации, содержащий до 1% оксида вольфрама, который доводится до товарной кондиции по гравитационным схемам. Данный режим испытан при флотации вольфрамитов, танталита-колумбита и пироклора, обеспечивал в различные времена года достаточно высокие показатели даже при температурах пульпы 4-6°С, хотя известно, что жирнокислотные собиратели при столь низких температурах работают весьма неэффективно за счет их низкой растворимости и диспергирования. По-видимому, введение в пульпу едкого натрия повышает оба данных показателя.

Известно много способов флотации мусковитов катионными собирателями с предварительной обработкой пульпы различными модификаторами в цикле основной флотации, перечистками концентрата основной флотации в присутствии щелочей (кальцинированная сода, жидкое стекло и др.) с получением слюдяных концентратов с относительно высоким качеством.

Отмечалось, что в случае проведения операции флотации темноцветных минералов реагентом ИМ-50 происходила активация всего минерального комплекса и последующая операция флотации мусковитов катионным собирателем протекала более эффективно, чем без предварительной обработки пульпы комплексообразующим собирателем. Так же отмечен положительный эффект проведения флотации темноцветных минералов перед флотацией слюд с целью их удаления и предотвращения загрязнения слюдяных концентратов.

В ходе настоящих исследований отмечено, что жирнокислотные собиратели также активируют флотацию слюд при проведении флотации темноцветных минералов в голове процесса. Флотацию слюд авторы проводят на хвостах флотации темноцветов катионными собирателями с предварительной обработкой пульпы диспергаторами и депрессорами, при этом в цикле основной флотации получены слюдяные (мусковитовые и лепидолитовые) концентраты с содержанием основного компонента, равном 97-99%, при извлечении слюды от питания флотации на уровне 75-80%. Данные концентраты получены в циклах основной флотации, без проведения дополнительных перечисток.

Сорбция катионного собирателя на слюдах в присутствии реагентов депрессоров резко возрастает и практически полностью отсутствует на поверхности кварца, топаза и полевых шпатов, о чем свидетельствуют показатели флотируемости данных минералов. При флотации слюды, в случае присутствия в руде хлоритов, также наблюдается депрессия хлоритов аммиаком, что позволяет получать слюдяные концентраты,

содержащие до 89-90% основного компонента.

Применение разработанной технологии флотации темноцветов и слюд из хвостов гравитационного обогащения позволяет поднять извлечение вольфрамита на 5-7% и получить кондиционный слюдяной концентрат без применения дополнительных перечисток.

***Д.Б. Кальный, В.В. Коковкин, И.В. Миронов***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт неорганической химии им. А.В. Николаева Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Россия; kalnyu@niic.nsc.ru

## **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СЕРЕБРА ИЗ ВТОРИЧНОГО ТОКОПРОВОДЯЩЕГО СЫРЬЯ**

Рациональное использование природных ресурсов позволяет сокращать загрязнение окружающей среды и уменьшать потребление первичных природных ресурсов путём возвращения в производство ранее использованного сырья за счёт вторичной переработки. Приоритетным направлением является переработка отходов, содержащих драгоценные металлы, в частности серебро, поскольку их потребление промышленностью растёт с каждым годом, а запасы ограничены.

Так, потребление серебра в России растёт с 2003 г. в среднем на 10-15% в год благодаря увеличению его использования в высокотехнологичных отраслях промышленности, в том числе электротехнической, химической и медицинской, а также в ювелирном производстве – крупнейшей сфере потребления серебра. Недавно в промышленное производство был разработан и внедрен ряд новых технологий изготовления серебросодержащих батарей и защитных оболочек вокруг сверхпроводящей проволоки. Все более активно стал осуществляться переход к серебру как альтернативному заменителю более дорогих металлов, таких как золото, платина и палладий, при изготовлении некоторых компонентов электронного оборудования.

Серебро потребляется в значительных объемах в различных электронных сегментах производства, например таких, как изготовление мишеней для распыления и компонентов для ЖК-мониторов, выпуск многослойных керамических конденсаторов, производство фотогальванических элементов. Кроме того, серебро используется в больших объемах в производстве твердых припоев и сплавов для пайки, потребляемых, в частности, для выпуска кондиционеров и в автомобилестроении.

Растущими рынками использования серебра являются выпуск этиленово-оксидных катализаторов и серебросодержащих солей для напыления. Следует отметить, что долговременные попытки заменить серебро другими, более дешевыми металлами в промышленности пока к успеху не привели.

Серебросодержащее вторичное сырье представляет собой ценнейший ресурс, в сотни и тысячи раз превосходящий природные источники:

- металлокерамические контакты (20-50% серебра);
- лом электрических контактов (50-80% серебра);
- лом изделий с серебросодержащим покрытием (основа: железо, сталь, вольфрам, латунь, медь и т.д.). Толщина слоя серебра 10-300 мкм;
- отработанные серебряные катализаторы (70-80% серебра);
- отходы ювелирной промышленности и зубопротезирования (5-95% серебра).

В природных рудах содержание серебра составляет 3.7 – 1213 г/т или 0.00037 – 0.12 %. Хотя на отдельных участках месторождений может составлять ~32500 г/т (3.25%).

Тем не менее, до сих пор серебро из промышленных отходов и ювелирного лома извлекается в незначительных количествах, например, в 2007 г. производство серебра из вторичного сырья составило около 290 т; это в 5.3 раза меньше, чем в США в том же году. Кроме того, ввиду повышения требований к безопасности промышленных процессов, применение ранее широко используемых технологий, например на основе кислот или цианида, теперь ограничено.

В настоящее время для выщелачивания благородных металлов в первую очередь рассматриваются среды на основе тиосульфата, тиокарбамида или агрессивные среды, содержащие концентрированные кислоты.

Проведенные нами исследования показали высокую перспективность применения сульфитных сред для вторичной переработки серебросодержащего сырья. Сульфит-ион образует прочные комплексы с серебром (по нашим данным  $\lg \beta_1 \approx 5.3$ ,  $\lg \beta_2 \approx 8.2$ ). При этом круг металлов, с которыми образуются устойчивые комплексы, у сульфит-иона достаточно узок ( $\text{Au}^+$ ,  $\text{Cd}^{2+}$ ,  $\text{Ce}^{3+}$ ,  $\text{Cu}^+$ ,  $\text{Hg}^{2+}$ ,  $\text{Tl}^{3+}$ ). Сульфит сам по себе создает в растворе щелочную среду ( $\text{pH} \approx 9-10$ ), в которой многие переходные металлы образуют нерастворимые гидроксиды. Это позволяет селективно извлекать серебро в раствор в присутствии других металлов. Оценка устойчивости растворов сульфита натрия на воздухе показала возможность их использования в течение длительного времени. Характеристики окисления металлического серебра в сульфитных средах были исследованы методами потенциодинамической поляризации и потенциостатического электролиза. Показано, что при анодной поляризации процесс растворения серебра идет со 100%-ным выходом по току. С использованием атомно-абсорбционной спектроскопии установлено, что растворившееся серебро не остается в растворе, а осаждается на катоде, это позволяет проводить концентрирование из рабочего электролита прямо в процессе извлечения без дополнительных операций. Найдены условия, в которых окисление серебра в сульфитных средах идет селективно по отношению к основным компонентам электронного лома: меди, железу, никелю и

олову. Проведены лабораторные испытания по извлечению серебра из покрытий с реальных электронных деталей (содержание серебра ~0.7 мас.%), которые показали, что основа деталей практически не затрагивается: общая доля растворённых меди, никеля и железа составила менее 1.0 мас.%, при полном снятии серебряного покрытия. На катоде выделилось 98.5% растворившегося серебра, доля серебра в катодном осадке 99.4%.

В качестве преимуществ разрабатываемой технологии нужно отметить низкую экологическую опасность: сульфит натрия относится к веществам 3-го класса опасности (умеренно опасен) и может быть легко переведен в сульфат натрия, который относится к веществам 4-го класса опасности (малоопасен). Это существенно упрощает утилизацию отработанных электролитов. Сульфит широко используется в различных отраслях промышленности: текстильной, бумажной, химической, пищевой (E221), т.е. налажено его крупнотоннажное производство, и имеет низкую стоимость (варьируется в пределах от 12 до 42 руб/кг). Кроме того, предлагаемый способ позволяет одновременно с извлечением из вторсырья выделять серебро на катоде, что позволяет сократить число стадий при первичной переработке вторсырья и затраты на аффинаж полученного серебра в дальнейшем.

В настоящий момент ведутся полупромышленные испытания совместно со специализированными предприятиями. Экономический аспект внедрения заключается в сокращении издержек вторичной переработки (стоимость реактивов, затраты на утилизацию рабочих растворов), что должно сделать её более рентабельной.

***О.В. Суворова<sup>1</sup>, Д.В. Макаров<sup>2</sup>, В.А. Кумарова<sup>1</sup>***

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия; suvorova@chemy.kolasc.net.ru, makarov@inper.ksc.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия;

## **ОТХОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО КОМПЛЕКСА МУРМАНСКОЙ ОБЛАСТИ КАК СЫРЬЕ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ БЕЗОБЖИГОВОГО КИРПИЧА МЕТОДОМ ГИПЕРПРЕССОВАНИЯ**

Функционирование горно-обогачительных предприятий Мурманской области неразрывно связано с увеличением численности и масштабы техногенных месторождений. К крупнейшим предприятиям региона относятся ОАО «Апатит», ОАО «Олкон», ОАО «Кольская ГМК», ОАО «Ковдорслюда».

Решение проблем охраны природы немыслимо без рационального использования минерального сырья. Так, все более широкое распространение получает приме-

нение отходов горнорудных, металлургических, энергетических предприятий для изготовления строительных материалов, например, стеновых и тротуарно-дорожных методом гиперпрессования. В основе метода лежит процесс холодной сварки, происходящий путем взаимного трения мелкодисперсных частиц вещества под высоким давлением и когезии между ними в присутствии вяжущих (например, цемента). Получаемые изделия не нуждаются в высокотемпературном обжиге, кроме того, техногенное сырье не требует дополнительного измельчения, что повышает экономичность подготовки шихты.

Как для заполнителей бетонов, так и для гиперпрессованных материалов (ГПМ) существуют вредные компоненты и примеси, которые можно разделить на снижающие прочность и долговечность строительного материала и ухудшающие качество поверхности и вызывающие коррозию цементного камня.

В качестве потенциального техногенного сырья для производства ГПМ в Мурманской области могут рассматриваться отходы обогащения апатит-нефелиновых руд, вермикулитовых, железных и медно-никелевых руд.

Материалы на основе отходов обогащения апатит-нефелиновых руд

Поскольку в составе отходов обогащения хибинских апатит-нефелиновых руд преобладающим минералом является нефелин, а также присутствует апатит, относящиеся к вредным компонентам, были проведены исследования взаимодействия в модельных системах нефелин–портландит и апатит–портландит для обоснования возможности получения ГПМ.

В первой системе через 90 суток твердения методом рентгенофазового анализа зафиксировано снижение интенсивности рефлексов портландита и увеличение – новообразованной фазы типа кальцийсодержащего натролита. Расчет объемного эффекта реакции показал, что объем новообразованной фазы типа натролита больше объема нефелина, но меньше суммарного объема нефелина и портландита (92.4 %). Следовательно, в материале не должны возникать локальные напряжения, которые могут привести к разрушению изделий.

Во второй системе через 200 суток также обнаружено значительное снижение интенсивностей рефлексов портландита, появляются рефлексы карбоната кальция, образующегося вследствие карбонизации  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  при взаимодействии с  $\text{CO}_2$  воздуха. Нежелательных новообразованных фаз не зафиксировано.

Смесь для изготовления изделий состоит из трех компонентов: основное сырье (отходы горнопромышленного комплекса, в количестве 85-94%), портландцемент (марки от 300 до 400), пигмент (1%) и вода (до 8%, сверх 100%). Из смеси изготавливали кубики с ребром 40 мм. Давление прессования изменяли от 100 до 300 МПа. Определяли прочность при сжатии, изгибе, плотность, водопоглощение, морозостойкость и теплопроводность материалов после 28 суток твердения. Материалы удовлетворяют требованиям, предъявляемым к кирпичу гиперпрессованному (ГПК).

#### Материалы на основе отходов обогащения вермикулитовых руд

Отходы обогащения вермикулитовых руд, как и большинство других видов техногенного сырья Кольского полуострова, также содержат нежелательные примеси. К их числу можно отнести вермикулит, сунгулит, апатит и магнетит. Методом РФА было исследовано взаимодействие в модельных системах вермикулит – портландит и сунгулит – портландит.

Для обеих систем через 200 суток характерно снижение интенсивностей рефлексов портландита и образование кальцита. В системе вермикулит – портландит, кроме того, отмечено появление рефлексов серпентиноподобной фазы, возможно, кальций-содержащей, однако интенсивности рефлексов невелики. В целом, продуктов реакций, которые могут вызвать нежелательные объемные эффекты, не выявлено.

Готовили образцы и определяли их свойства аналогично выше описанным. Материалы удовлетворяют требованиям, предъявляемым к ГПК. В отличие от материалов на основе отходов обогащения апатит-нефелиновых руд, для полученных строительных материалов характерна несколько большая теплопроводность и плотность. Использование предварительной магнитной сепарации для удаления магнетита позволило снизить эти показатели.

#### Материалы на основе отходов обогащения железных руд

Минералогическими исследованиями отходов обогащения железных руд установлено, что главными их компонентами являются кварц, плагиоклазы, слюды и амфиболы. Второстепенные минералы представлены калиевым полевым шпатом, пироксенами и магнетитом.

Кроме физико-технических свойств образцов после 28 суток твердения исследовали свойства образцов длительного нахождения в естественных условиях (6 и 13 месяцев) под воздействием природных факторов. После 13 месяцев хранения наблюдается увеличение прочностных характеристик материалов в среднем на 25-40 %. Долговечность ГПМ оценивали по показателю морозостойкости. Образцы выдержали без видимых повреждений более 200 циклов попеременного замораживания и оттаивания. Кроме того, были проведены исследования теплопроводности полученных образцов ГПК и для сравнения – силикатного кирпича Оленегорского завода. Для обеспечения снижения теплопроводности материалов использовали немагнитную фракцию отходов обогащения. Силикатный кирпич имеет теплопроводность 0.834 Вт/м<sup>°С</sup>, а ГПК – 0.740 Вт/м<sup>°С</sup>, ГПК с использованием немагнитной фракции – 0.580 Вт/м<sup>°С</sup>.

#### Материалы на основе отходов обогащения медно-никелевых руд

Отходы обогащения медно-никелевых руд имеют следующий минеральный состав мас. %: серпентиновые минералы 50-90; тальк 0.3-20.0; кальцит, доломит 0.1-5.0; оливины, пироксены, амфиболы 0.2-20.0; магнетит 5.0-15.0; пирротин, пирит, пентландит, халькоперит 1.0-3.0. С целью оптимизации минерального и гранулометрического состава техногенный грунт классифицировали по крупности с удалением класса

мельче 0.05 мм. В тонких классах накапливаются пластичные минералы, которые отрицательно влияют на технологические свойства ГПМ. Полученные при давлении 200 МПа материалы согласно ГОСТ 379–95 “Кирпич и камни силикатные. ТУ” соответствуют марке 150 (для составов с 8% цемента) и марке 300 (для составов с 15% цемента). Полученные материалы удовлетворяют требованиям, предъявляемым к ГПК.

#### **Эколого-экономические расчеты**

Были проведены предварительные эколого-экономические расчеты получения ГПМ на примере использования апатит-нефелиновых отходов обогащения руд, которые показали, что замена традиционного сырья на техногенное дает экономический эффект по приведенным затратам до 264.6 руб/т. Использование этого техногенного сырья для производства ГПК обеспечит годовой экономический эффект в размере 5.2 млн руб. в год.

#### ***О.Б. Назаренко, Р.Ф. Зарубина***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия, olganaz@tpu.ru

### **ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИРОДНЫХ ЦЕОЛИТОВ ДЛЯ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД**

Природные цеолиты находят все большее применение в практике очистки сточных и питьевых вод благодаря уникальной комбинации физических, физико-химических, адсорбционных и ионообменных свойств, возможности многократной регенерации.

Уникальные свойства цеолитов определяются наличием полостей и каналов в их микроструктуре, а также достаточно большой свободой движения катионов и молекул воды. Цеолиты относятся к группе каркасных алюмосиликатов, кристаллическая решетка которых образуется тетраэдрами  $[\text{SiO}_4]^{4-}$  и  $[\text{AlO}_4]^{5-}$ , объединенными общими вершинами в трехмерный каркас. Избыток отрицательного заряда, возникающего из-за замещения  $\text{Si}^{4+}$  на  $\text{Al}^{3+}$ , компенсируется положительным зарядом обменных катионов, таких как  $\text{Na}^+$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ,  $\text{Ca}^{2+}$  и  $\text{Ba}^{2+}$ . В водной среде цеолиты легко обменивают эти катионы на катионы, находящиеся в растворе. Таким образом, цеолиты являются природными катионообменными материалами и успешно используются для очистки воды от катионов тяжелых металлов и аммонийного азота. Не меньшую проблему для окружающей среды представляет наличие в сточных водах анионов кислотных остатков (нитратов, фосфатов и др.). Удаление анионов из воды с помощью цеолитов возможно после их предварительного модифицирования.

В данной работе исследована возможность использования природных цеолитов Бадинского и Сахаптинского месторождений для удаления неорганических анионов.

На территории России выявлено примерно 120 месторождений и проявлений цеолитсодержащих пород. Бадинское (Читинская область) и Сахаптинское (Красноярский край) месторождения относятся к наиболее крупным и целесообразным с точки зрения разработки. Химический состав цеолитов Сахаптинского и Бадинского месторождений представлен в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав природных цеолитов Сахаптинского  
и Бадинского месторождений

Компонент		SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
Состав, мас. %	Сахаптинский	66,01	2,36	12,51	0,34	2,27	1,66	3,24	1,04
	Бадинский	68,0... 72,0	0,6... 0,8	11,4... 12,0	0,16	2,1... 3,7	0,6... 1,7	2,6... 4,8	0,4... 1,5

Для исследований свойств цеолитов использованы следующие методы анализа: рентгенофазовый анализ (РФА) (дифрактометр «Shimadzu» XRD-7000), термический анализ (термоанализатор SDT Q600), инфракрасная (ИК) спектроскопия (спектрометр Nicolet 5700), электронно-микроскопический анализ (электронные микроскопы JSM-7500FA и ТМ-3000), фотоколориметрический анализ (спектрофотометр КФК-2).

Минералогический состав цеолитов Сахаптинского и Бадинского месторождений представлен клиноптилолитом (40–65 %) с примесями кварца, монтмориллонита, полевого шпата. Среди структурных видов природных цеолитов клиноптилолит является одним из самых распространенных и обладающим повышенной сорбционной активностью к ионам больших размеров, таким как ионы аммония, железа, кальция. Цеолиты содержат в своем составе связанную и сорбированную воду. Потеря воды при нагревании до 800 °С образца сахаптинского цеолита составила 9,22 %, бадинского – 10,0 %. Согласно данным электронно-микрофотографических исследований частицы минералов имеют брусковидную с размерами 5–15 мкм и пластинчатую с размерами 2–10 мкм форму, что характерно для клиноптилолитовой модификации.

Изучение способности цеолитов удалять фосфаты из воды провели на бадинском цеолите. В экспериментах использована фракция частиц цеолита размером 2,0...3,0 мм. Предварительно образец цеолита был переведен в Са-форму обработкой модельным раствором Ca<sup>2+</sup> с концентрацией 100 мг/л. Были приготовлены модельные растворы из ГСО PO<sub>4</sub><sup>3-</sup> 1 г/л на фоне растворов солей натрия с концентрацией фосфатов 4,0 мг/л. Величина рН раствора составила 8,2...8,7. Скорость фильтрования растворов составляла 0,7; 1,6; 10 и 25 мл/мин. Результаты анализа представлены на рис. 1.

В процессе очистки происходит замещение ионов кальция цеолита на ионы натрия из раствора, что подтверждается уменьшением концентрации ионов натрия в модельных растворах. Ионы кальция, поступающие в раствор в результате ионного

обмена, связывают фосфаты в труднорастворимые соединения, которые затем отфильтровывались. Эффективность удаления фосфатов составила 22–78 %. Наилучшего результата удалось достигнуть при наименьшей скорости фильтрации – 0,7 мл/мин.

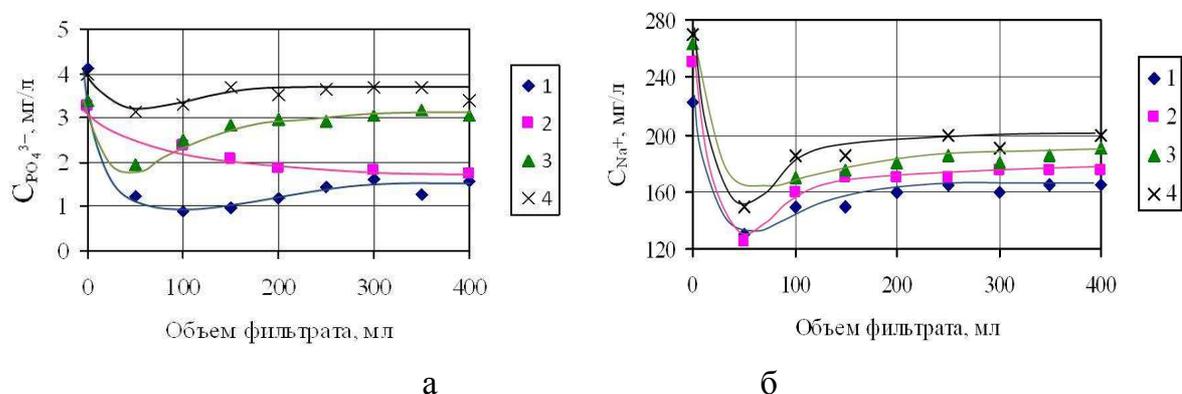


Рис. 1. Зависимость концентрации фосфат-анионов (а) и катионов натрия (б) от объема отфильтрованного модельного раствора для разных скоростей фильтрования: 1 – 0,7; 2 – 1,6; 3 – 10; 4 – 25 мл/мин

Проверена возможность удаления фосфатов из сточных вод ОАО «Томское пиво». Фосфаты используются на предприятии для мойки оборудования, их добавляют к каустику при мойке бутылок. Через цеолит, переведенный в Са-форму, пропустили сточную воду с концентрацией фосфатов 3 мг/л со скоростью 5 мл/мин. Эффективность очистки при этом составила 60 %.

Для исследования возможности удаления нитрит-ионов был приготовлен модельный раствор на дистиллированной воде с концентрацией примесей:  $C(Fe_{общ}) = 2$  мг/л,  $C(NH_4^+) = 3$  мг/л,  $C(NO_2^-) = 2,5$  мг/л. Исследования проводились в динамических условиях при скорости пропускания воды через фильтр с загрузкой из сахаптинского цеолита 8 мл/мин. Цеолит был переведен в Na-форму обработкой раствором NaCl. Результаты приведены на рис. 2.

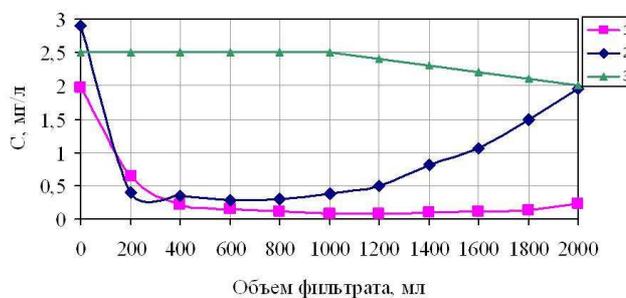


Рис. 2. Зависимость концентраций  $Fe_{общ}$  (1),  $NH_4^+$  (2) и  $NO_2^-$  (3) в фильтрате от объема отфильтрованного раствора

Наблюдается заметное уменьшение в фильтрате ионов  $NH_4^+$  и  $Fe_{общ}$ . Снижение концентрации нитритов начинается после пропускания через фильтр ~1000 мл раствора и достигает 20 %. Анализ полученных результатов позволяет предположить участие ионов железа в процессе очистки воды от нитритов.

Таким образом, в работе показано, что природные цеолиты, являясь катионообменниками, с успехом могут быть использованы и для удаления некоторых анионов.

Исследована возможность удаления анионов – нитритов и фосфатов, являющихся компонентами сточных вод многих промышленных предприятий.

Экспериментально установлено, что эффективность удаления фосфатов зависит от скорости фильтрации. Механизмом удаления фосфатов является химическое осаждение труднорастворимых соединений, преимущественно ортофосфата кальция, образующихся при взаимодействии фосфат-анионов с катионами кальция. Учитывая литературные данные о влиянии рН среды на эффективность очистки от фосфатов, необходимы дальнейшие исследования для достижения более высоких показателей очистки. Показана возможность удаления нитрит-ионов после предварительного модифицирования цеолита ионами железа. Для выяснения механизма удаления нитритов также необходимо проведение дальнейших детальных исследований.

*В.А. Маслобоев<sup>1</sup>, С.Г. Селезнёв<sup>2</sup>, Д.В. Макаров<sup>1</sup> А.В., Светлов<sup>1</sup>*

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия; makarov@iner.ksc.ru

<sup>2</sup>ООО «Горнорудная компания «Монолит»

## **ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДСОДЕРЖАЩИХ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ**

Ценность горнопромышленных отходов (ГПО), как источника минерального сырья, десятилетиями формировало и поддерживало однозначное мнение, что объекты их размещения являются техногенными месторождениями (ТМ). В результате, на сегодняшний день данное положение закреплено в ФЗ «О недрах», и в комплексе с другими нормативными документами предъявляет к ним требования в области подготовки к эксплуатации, аналогичные месторождениям коренных недр. В итоге процесс освоения объектов размещения ГПО сильно усложняется, и зачастую становится нерентабельным.

В этой связи необходимо подчеркнуть, что объекты размещения ГПО обладают многими специфическими свойствами, не характерными для месторождений коренных недр. Отделенные от массива и (или) подвергнутые переделу, а затем складированные руды и горные породы приобретают свойства, не характерные для их коренного залегания. С позиций синергетики все объекты размещения ГПО являются ярко выраженными прогрессивно самоорганизующимися диссипативными структурами. Атмосферные воздействия и естественные процессы химического и биологического выщелачивания, оказываемые на них в период длительного хранения, приводят к значительным изменениям и разрушениям их рудных составляющих, в результате чего полезные компоненты перераспределяются и мигрируют в окружающие территории, превращаясь в поллютанты, а сам объект со временем обесценивается.

Особенно быстро и интенсивно данные процессы протекают в сульфидсодержащих ГПО, огромные объемы которых накоплены на территории Мурманской области.

Инженерно-геологические и физико-химические исследования хвостов обогащения медно-никелевых руд, а также сопоставление свойств хвостов текущей переработки и лежалых хвостов показали интенсивное окисление сульфидных минералов и замещение их гидроксидами железа [1]. Сопоставление химического состава первичных минералов и минералов-новообразований позволило предположить следующую последовательность процессов гипергенеза. В первую очередь происходит окисление моноклинного пирротина с образованием свободной серной кислоты, которая воздействует как на сам пирротин, так и на ассоциирующие с ним минералы, в частности, пентландит. В результате этого воздействия происходит виоларитизация пентландита, что приводит к увеличению пористости и повышает скорость выветривания. Гипергенными процессами объясняется высокое содержание в лежалых хвостах хлоритов и гидрохлоритов. К следствиям гипергенных процессов относится и практически полное исчезновение кальцита. Несмотря на то, что в поровых растворах содержится около 0.1 % от общего количества Ni, Cu и Co лежалых хвостов, их концентрация превосходит ПДК для природных водоемов. Так, по никелю превышение составляет в среднем на два порядка. Хотя величина pH поровых растворов в среднем 8.7, концентрации тяжелых металлов в них достаточно высоки и представляют реальную угрозу окружающей среде даже через 35 лет после завершения эксплуатации хвостохранилища.

При этом если в хвостах текущей переработки содержание силикатного никеля составляет в среднем 10 % от общего, то в лежалых – 40 %. Таким образом, в процессе хранения происходит не только окисление сульфидов и вынос водорастворимых сульфатов, но и взаимодействие последних с силикатами. Миграция никеля в виде сульфатов и осаждение его химически активными силикатами приводит к нарушению распределения содержания этого компонента в крупных и мелких классах, характерного для хвостов текущей переработки медно-никелевых руд. Изменение формы нахождения никеля в хвостах в процессе хранения снижает ценность техногенного сырья.

Другим крупным техногенным объектом являются отвальные гранулированные шлаки медно-никелевого производства ОАО «Кольская ГМК». Нами изучены шлаки текущего производства (октябрь 2011 года) и лежалые шлаки, складированные в отвале в течение 15 лет [2].

Отличие лежалых шлаков от шлаков текущего производства заключается в заметном увеличении содержания фракции -0.1 мм. Отмечается значительная неоднородность лежалых шлаков по гранулометрическому составу, характерная для всех классов крупности. Очевидно, это связано с дифференциацией вещества в процессе хранения и возможными гипергенными процессами. Зафиксированы более высокие содержания цветных металлов в шлаках текущего производства, что обусловлено как

плавкой более богатых концентратов, так и гипергенными процессами в отвале.

С целью оценки воздействия хранящихся в отвалах гранулированных шлаков на окружающую среду, а также возможностей гидрометаллургических методов переработки данного техногенного сырья (методом кучного выщелачивания) проведены исследования взаимодействия шлаков (лежалых и текущего производств) с 1 %-ным раствором серной кислоты. Опыты вели в динамическом режиме в колонках при температуре  $18 \pm 2$  °С в течение 26 суток. Концентрации металлов в растворах выщелачивания (минимальные - максимальные) лежалых шлаков на протяжении эксперимента составили, мг/л: Ni 5.4-29; Cu 8.1-15.9; Co 5.8-6.1; Fe 2.5-3.3. Для шлаков текущего производства концентрации цветных металлов выше, мг/л: Ni 15.2-47.9; Cu 7.4-29.1; Co 7.6-11.1; Fe 2.1-3.0. Эксперименты показали достаточно интенсивное выщелачивание цветных металлов и железа, как из шлаков текущего производства, так и из лежалых шлаков. Это свидетельствует как о потенциальной экологической опасности шлакоотвалов, так и о принципиальной возможности применения гидрометаллургических методов для доизвлечения ценных компонентов из отвальных гранулированных шлаков медно-никелевого производства.

Еще одним характерным примером является достаточно изученное ТМ сульфидных медно-никелевых руд «Отвалы Аллареченского месторождения» [3]. Данный объект был сформирован в 1971 году, после завершения эксплуатации одноименного коренного месторождения. Основными рудными минералами ТМ являются: пирротин, пентландит и реже халькопирит, которые формируют два морфологических типа руд: массивные (сплошные) и вкрапленные. В результате гипергенеза и связанных с ним процессов окисления, значительная часть руды потеряла свои первоначальные качества. Так, если в богатых разновидностях первичных руд содержания полезных компонентов достигают: Ni 18%, Cu 8%, Co 0.3%, то в их окисленных аналогах максимальные обнаруженные содержания не превышают: Ni 3.3%, Cu 2.0%, Co 0.05%. Особенно подвержены разрушению и изменениям пирротин и пентландит. Гипергенные преобразования последнего происходят по следующей схеме: пентландит → виоларит → ретгерсит (и подобные ему сульфаты). Несложные расчеты показывают, что к настоящему времени в структуре запасов и ресурсов ТМ около 3-4% или 200-250 тонн никеля представлены его сульфатными формами.

Негативный эффект усугубляется интенсивной миграцией тяжелых металлов в окружающие территории. Так, во всех водоемах, расположенных в непосредственной близости к отвалам, ПДК никеля превышены в 3-79 раз. Особенно загрязнено болото, примыкающее к отвалам с южной стороны, в котором концентрации Ni превышают ПДК в 4736 раз; Cu в 1.2 раза; Co в 5.3 раз; Mn в 5.5 раз; аниона  $(\text{SO}_4)^{2-}$  в 1.8 раз; а содержание Cd почти критическое. Вода в этом болоте имеет кислую среду (pH=3.65). В результате происходит постоянное загрязнение р. Алла, в которой на расстоянии 4 км ниже по течению, зафиксированы содержания никеля – 67.1 мг/л, кобальта 54.7 мг/л,

что превышает ПДК соответственно в 3355 и 547 раз. Не менее загрязнены почвы. Так в верхнем органогенном горизонте берегов р. Алла превышены содержания (в сравнении с условно-фоновыми показателями): Ni в 1172, Cu в 123, Co в 233 раза. В результате техногенной нагрузки на прилегающих к отвалу территориях наблюдается прогрессирующая деградация экосистем, а некоторые участки превратились в техногенную пустошь. При этом площадь пострадавших территорий значительно превышает площадь подошвы самого отвала.

В итоге напрашивается вывод, что длительное хранение объектов размещения ГПО приводит к ущербу, который можно схематично представить в виде графика (рис.).

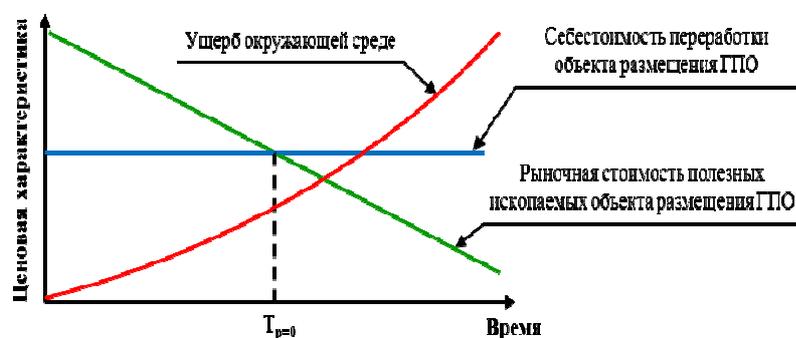


Рис. Суммарный экономический ущерб от длительного хранения горнопромышленных отходов

Как видно, на начальном этапе хранения многие объекты размещения ГПО можно экономически эффективно перерабатывать. Но с течением времени (на графике точка  $T_{p=0}$ ), ценность полезных ископаемых объекта становится ниже себестоимости их извлечения. В результате объект теряет инвестиционную привлекательность и превращается лишь в источник постоянного негативного воздействия на окружающую среду, ликвидация ущерба последствий хранения которого, а также утилизация, потребуют значительных материальных ресурсов.

Работа выполнена в рамках Программы РАН № 27 «Фундаментальный базис инновационных технологий прогноза, оценки, добычи и глубокой комплексной переработки стратегического минерального сырья, необходимого для модернизации экономики России».

#### Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Макаров В.Н., Макаров Д.В. Экологические и технологические проблемы переработки техногенного сульфидсодержащего сырья. Апатиты: КНИЦ РАН, 2005. 218 с.
2. Макаров Д.В., Потапов Д.С., Потапов С.С., Корнева Е.А., Светлов А.В., Баюрова Ю.Л. Исследование отвальных шлаков медно-никелевого производства ОАО «Кольская ГМК» // Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья. Плаксинские чтения. Материалы международного совещания. Петрозаводск: КарНИЦ РАН, 2012. С. 329-332.
3. Селезнев С.Г., Степанов Н.А. Отвалы Аллареченского сульфидного медно-никелевого месторождения как новый геолого-промышленный тип техногенных месторождений // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2011. № 5. С. 32-40.

**М.Н. Сабанова<sup>1</sup>, И.В. Шадрунова<sup>2</sup>, Н.Н. Орехова<sup>3</sup>**

<sup>1</sup>Сибайский филиал открытого акционерного общества «Учалинский горно-обогатительный комбинат», г.Сибай, Башкортостан, Россия, m\_sabanova@mail.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской наук; shadrunova\_@mail.ru

<sup>3</sup>Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Магнитогорский государственный технический университет им Г.И.Носова, г. Магнитогорск, Россия, n\_orehova@mail.ru

## **ТИПИЗАЦИЯ МЕДНЫХ ШЛАКОВ УРАЛЬСКОГО РЕГИОНА**

Основная часть «Медного пояса» России находится в уральском регионе. Здесь расположены крупнейшие месторождения меди, основные горно-обогатительные комбинаты, перерабатывающие медные и медно-цинковые руды, медеплавильные заводы по выпуску черновой и рафинированной меди. За длительный период в уральском регионе скопилось значительное количество медных шлаков. Их в регионе накоплено свыше 110 млн. тонн со средним содержанием 1,4% (0,8-2,0 %) меди, 3,5 % цинка и 1,5 % серы, до 45 % железа, а также золота 1,3 г/т и 11 г/т серебра.

Медные шлаки типизируются по следующим факторам :

- по стадия получения: отвальный , оборотный;
- по плавильному агрегату: шахтной плавки , отражательной плавки, автогенной плавки, электрической плавки , конвертерный;
- по текстурно-структурным особенностям: твердый литой, твердый гранулированный;
- по содержанию меди - бедный отвальный 0,3-0,5% , богатый отвальный 0,6-1,0%, бедный конвертерный 1,3-2,5% , богатый конвертерный 3,0-6,5;
- по структуре: раскристаллизованный (крупнокристаллический, мелкокристаллический), нераскристаллизованный;
- по способу охлаждения: медленноохлажденный, быстроохлажденный, принудительноохлажденный (гранулированный);
- по подготовке к флотации: подготовленный, неподготовленный;
- по срокам хранения: свежий, лежалый, старый лежалый.

Наиболее простым и технически доступным процессом утилизации медных шлаков является флотация с получением медного концентрата.

В настоящий момент методом флотации перерабатываются медные шлаки уральского региона на тех же предприятиях, где и их получают: ППМОАО «Уралэлектромедь» (г.Кировград), ЗАО «Карабашмедь» (г.Карабаш), ОАО «Святогор» (г. Красноуральск), ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод» (г.Ревда). Остаются неutilизированными медные шлаки ОАО «Медногорский медно-серный комбинат» (г.Медногорск), ЗАО «Карабашмедь» (г.Карабаш) (старый лежалый), ОАО «Святогор» (г. Красноуральск), ОАО «Баймакский медеплавильный завод» (старый лежалый).

Высокое флотационное извлечение меди 80-90% достигается при перебоотке богатых конвертерных шлаков с содержанием меди 3,0-6,5%, среднее извлечение меди 70-80% - из бедных конвертерных шлаков с содержанием меди 1,3-2,5%, низкое извлечение меди менее 60% характерно для отвальных шлаков.

При этом, флотация проводится на обогатительных фабриках металлургического комплекса на оборотной щелочной воде по традиционным реагентным режимам и регламентам, близким к классической флотации медных руд, а низкая эффективность обычно объясняется степенью раскристаллизованности медной фазы шлака.

Комплексное изучение химического, минералогического, фазового и петрографического состава шлаков с использованием электронной микроскопии, анализатора микроструктуры твердых тел, йодометрии позволило выделить три основных технологических типа шлака: фаялит-ферритовый, фаялит-феррито-магнетитовый и фаялит-магнетито-пиритовый, различающиеся степенью раскристаллизованности структуры, крупностью металлических частиц и круглым фактором формы агрегатов меди, фазовым составом шлака и, как следствие, требующие специфических технологических приемов и формирования водной фазы флотационной системы для получения высоких показателей извлечения и качества концентратов. В работе проведено обоснование предельных достижимых показателей извлечения в зависимости от типа шлака.

### ***Н.Н. Орехова***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет», г. Магнитогорск, Россия, n\_orehova@mail.ru

## **КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МЕТАЛЛОНОСНЫХ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД, ОБРАЗУЮЩИХСЯ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВОКОЛЧЕДАННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Высокое содержание меди и цинка в рудничных и подотвальных водах в совокупности со значительными объемами позволяет рассматривать данные металлоносные воды в качестве гидроминеральных ресурсов.

Эффективно перерабатывать техногенные воды можно путём применения комплексных схем, включающих как традиционные методы очистки, так и гидрометаллургические приемы переработки растворов.

В рамках данного подхода в последнее время с использованием методов гидролитического (Набойченко С.С.) и сульфидного (Халезов Б.Д.) осаждения, цементации (Халезов Б.Д.) и ионной флотации (Медяник Н.Л.) разработаны технологические схемы, позволяющие перерабатывать сточные металлоносные воды горных предприятий

с получением пригодных для дальнейшего использования металлосодержащих продуктов и оборотной воды.

Разработанные новые технологии не находят широкой реализации по ряду причин: разветвленность и многостадийность технологических схем, высокая стоимость и низкая экологическая безопасность применяемых реагентов, сложность реализации в условиях горного производства, невысокая производительность по кондиционному самостоятельному металлосодержащему продукту, получение очищенной воды несоответствующей по качеству экологическим нормам.

Автором разработаны критерии и алгоритм бальной оценки целесообразности вовлечения металлоносных вод в комплексную переработку с извлечением металлов в селективные продукты.

Выбор методов для компоновки схемы комплексной переработки металлоносных вод следует осуществлять на основе анализа особенностей формирования вод, сезонного и многолетнего изменения их качества и количества, анализа влияния природных и техногенных факторов на технологические характеристики техногенных водотоков. Следует так же анализировать возможность получения металлосодержащих продуктов в результате переработки вод, востребованность и утилизируемость селективных продуктов при относительной их малой тоннажности.

При переработке металлоносных вод целесообразно направленное селективное извлечение ценного компонента с получением обогащённого извлекаемым металлом продукта, матрица которого соответствует концентратам обогащения или флюсам и другим компонентам шихты плавильных агрегатов. Такие продукты можно получить в области параметров потоков, характерных для кислых (рН 1,5 – 4,0) металлоносных ( $C_{Cu}$  до 1100 мг/дм<sup>3</sup>  $C_{Zn}$  до 1835 мг/дм<sup>3</sup>) подотвальных шахтных вод горных предприятий Южного Урала с рентабельной концентрацией металлов:  $C_{Cu}$  более 100 мг/дм<sup>3</sup>,  $C_{Zn}$  более 250 мг/дм<sup>3</sup> (по компенсации стоимостью извлеченного металла затрат на гидролитическую очистку) и преобладанием концентрации цинка над концентрацией меди, методом гальванокоагуляции с применением гальванопары «железо-углерод».

С использованием данного метода нами разработаны технологии комплексной переработки шахтных и подотвальных вод с применением традиционной загрузки гальванокоагулятора (железная стружка-кокс) и использованием отхода вельцевания – медистого клинкера. Для доочистки вод применялся метод гидролитической очистки известкованием и фильтрованием через керамический фильтрующий гранулированный материал.

Разработка технологий велась по схеме «теоретическое обоснование возможности селективного выделения меди и цинка в продукты с высокой массовой долей извлекаемого металла – экспериментальное изучение закономерностей селективного выделения меди и цинка в продукты – параметрическая оптимизация - практическая апробация».

Технологии на основе применения гальванокоагуляции как альтернативного метода селективного извлечения меди и цинка позволяют получить селективные обогащенные осадки с рентабельной массовой долей металлов, утилизируемые в металлургическом переделе. Применение керамического фильтрующего гранулированного материала позволяет достичь при доочистке потоков нормативных показателей по тяжелым металлам.

*А.Ф. Сметанников<sup>1</sup>, Д.В. Оносов<sup>1</sup>, В.А. Синегрибов<sup>2</sup>,  
П.Ю. Новиков<sup>2</sup>, А.И. Косолапова<sup>3</sup>*

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Уральского отделения Российской академии наук, г. Пермь, Россия; tm\_djucha@mi-perm.ru

<sup>2</sup>ОАО Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии, г. Москва, Россия

<sup>3</sup>Государственное научное учреждение Пермский научно-исследовательский институт сельского хозяйства Российской академии сельскохозяйственных наук, г. Пермь, Россия

## УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ К-Mg-РУД

Утилизации глинисто-солевых отходов (шламов) предприятий перерабатывающих К-Mg руды связывалась в первую очередь с извлечением из них благородных металлов [1-3]. Однако отходы после извлечения благородных металлов оставались примерно в том же объеме. Кроме того, после кислотной обработки, проблема их утилизации осложнялась.

Технология максимальной утилизации шламов разрабатывалась в двух направлениях: 1. Переработка шламов, включающая стадию обогащения и обжиг концентрата обогащения с использованием огарка в качестве удобрения пролонгированного действия (табл. 1); 2. Переработка шламов, включающая получение концентрата обогащения, выход которого составляет 25-30% от исходного шлама и в котором концентрируется 60-80% благородных металлов (БМ). Хвосты, составляющие 70-75% от исходного шлама, объединяются с хвостами кислотной переработки огарка и проходят стадию обжига с использованием огарка в качестве удобрения пролонгированного действия (табл.2).

Таблица 1

Выход продуктов гидроциклонирования

Объем продуктов, л	
Исходный шлам при T 40÷50°C	2016
Концентрат	1826
Отходы	190
Выход продуктов, %	
Исходный шлам	100
Концентрат	90,5
Отходы	9,5

Таблица 2

Выход продуктов гидроциклонирования

Объем продуктов, л	
Исходный шлам при T 50÷70°C	2466
Концентрат	721
Отходы	1702
Выход продуктов, %	
Исходный шлам	100
Концентрат	29
Отходы	69

В обоих вариантах переработки огарок имеет в своем составе свойства, придающие ему качества комплексного удобрения пролонгированного действия.

Переработка шламов осуществляется следующим образом (1 вариант). Исходный шлам распульповывается водой до соотношения твердой и жидкой фаз (Т:Ж) от 1:2 до 1:2,5. Далее пульпа поступает на гидроциклонирование.

Гидроциклонирование приготовленной пульпы осуществляется в 3 стадии на 10, 7 и 5-и градусных гидроциклонах. На первую стадию гидроциклонирования, пульпа поступает при температуре 40÷50°C, под давлением 3÷5 атм. Предконцентрат полученный после гидроциклонирования, с содержанием воды 30÷40% подвергается фильтрации на фильтр-прессах, причем температура пульпы также составляет 40÷50°C. Полученный продукт характеризуется влажностью 18÷25%. Продукт подвергается далее гранулированию и сушке в барабанной вращающейся печи.

Главной целью процессов гидроциклонирования и фильтрации является удаление из шламов хлорида натрия и излишков влаги. Материал должен превращаться в вязкую массу пригодную для гранулирования и сушки в барабанной печи при температуре 150÷200°C. Грануляцией полученного продукта и сушкой завершается процесс получения концентрата обогащения, в виде гранул готовых к глубокой переработке.

Техническая сущность удаления части NaCl в хвосты при гидроциклонировании и в фильтрат, при последующей фильтрации предконцентрата на фильтр-прессах, основана на различии температурных коэффициентов растворимости хлоридов калия и натрия при их совместном присутствии, то есть в системе «KCl–NaCl–H<sub>2</sub>O». При повышении температуры до 90÷100°C все хлориды K и Na оказываются в растворенном состоянии. При охлаждении такого раствора до 40÷50°C он становится пересыщенным относительно хлорида калия, который будет кристаллизоваться, а хлорид натрия останется в растворе. Поэтому после нагрева пульпы, последующего охлаждения, подачи на гидроциклонирование и затем на фильтрацию, хлорид калия кристаллизуется и остается, соответственно, в разгрузках гидроциклонов и в кеке после фильтрации, а раствор хлорида натрия, уходит в хвосты гидроциклонирования и в фильтрат.

Далее концентрат обогащения (гранулят) подвергается высокотемпературному обжигу в прокалочной печи при температуре 650÷950°C, с получением огарка, при-

чем происходит твердофазное преобразование минералов составляющих гранулят, при этом полученный продукт (огарок) имеет все свойства комплексного удобрения пролонгированного действия.

Технический результат обжига заключается в преобразовании под действием высоких температур минералов Н.О. шлама. Вследствие этого в огарке появляются новообразованные минералы (пироксен, мелилит, лейцит) и практически исчезает хлорид натрия, а хлорид калия остается, при этом остаточное соотношение хлоридов калия и натрия может составлять 8:1. В табл. 3 показан минеральный состав обезвоженного шлама, гранулята и полученного из него огарка по данным РКФА.

Таблица 3

Состав шлама и продуктов его переработки, %

Минеральный состав обезвоженного шлама							
ангидрит	кварц	КПШ	доломит	галит	сильвин	пирит	хлорит
22	16	18	14	11	16	2	1
Минеральный состав гранулята							
ангидрит	кварц	КПШ	доломит	галит	сильвин	пирит	хлорит
25	16	22	18	3	8	4	3
Минеральный состав огарка							
ангидрит	кварц	КПШ	пироксен	мелилит	галит	сильвин	
2	12	22	46	8	1	8	

Основное свойство огарка – прочная связь (адсорбция) быстрорастворимых (сильвин) и ограниченно растворимых (ангидрит, гипс) компонентов и микродобавок с основной минеральной матрицей. В свою очередь такая прочная связь обеспечивает пониженную растворимость этих компонентов при внесении огарка в почву.

Иначе говоря, полученный указанным выше способом, огарок представляет собой комплексное удобрение пролонгированного действия.

Удобрения могут быть использованы для кислых дерново-подзолистых почв Пермского края и севера России под зерновые, силосные культуры и многолетние травы. Удобрения можно вносить в почву один раз в ротацию севооборота (4÷8 лет). Их можно использовать в трех качествах:

- 1) мелиоранта для нейтрализации кислотности почв и улучшения агрофизических свойств;
- 2) калиевых и кальциевых удобрений пролонгированного действия;
- 3) микроудобрения, содержащего 0,1÷0,3% халькофильных элементов (Cu, Zn). Кроме меди и цинка в удобрении присутствует более широкая гамма микроэлементов: Fe, B, Mn, и микроэлементы Co, Mo, Se с более низкими содержаниями (0,001÷0,0001%).

Кроме того, удобрения могут быть использованы для многолетних кустарниковых культур. Испытания проведенные в ГНУ ПНИИСХ Россельхозакадемии показали положительные результаты.

Техническая эффективность, предлагаемого способа переработки отходов калийного производства, заключается в том, что при его использовании возможна максимальная утилизация отходов калийного производства.

*Список использованных источников*

1. Сметанников А.Ф. благородные металлы в солях Верхнекамского месторождения и технология их извлечения / Сметанников А.Ф. // Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья. Материалы международного совещания (Плаксинские чтения 2010). – Казань, 2010. - С. 99-103.
2. Синегрибов В.А. Способ извлечения благородных металлов / Синегрибов В.А., Сметанников А.Ф., Юдина Т.Б., Новиков П.Ю., Логвиненко И.А., Красноштейн А.Е. // Патент №2291907. Зарегистрирован 20.01.2007.
3. Сметанников А.Ф. Способ получения коллективного концентрата / Сметанников А.Ф., Оносов Д.В., Чистяков А.А., Синегрибов В.А., Новиков П.Ю., Красноштейн А.Е. // Патент №2385772. Зарегистрирован 10.04.2008.

***В.Т. Шекиладзе***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия; shoko\_val@mail.ru

**АГРОТЕХНИЧЕСКИЙ ПРИЁМ БИОЛОГИЧЕСКОЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ  
ХВОСТОХРАНИЛИЩ В УСЛОВИЯХ ЗАБАЙКАЛЬЯ**

Забайкальский край – это уникальный горнорудный регион Российской Федерации, до настоящего времени, содержащий в своих недрах значительный промышленный запас урана, лития, золота, угля, молибдена, титана, свинца, плавикового шпата, ниобия и других полезных ископаемых. Деятельность горнорудных предприятий привела к образованию на территории края огромного количества отходов добычи и переработки минерального сырья. В общей сложности на конец 2011 года только на действующих предприятиях хранится 699,5 млн.т отходов.

Одним из наиболее интенсивных источников загрязнения воздушной среды от ранее и ныне действующих предприятий горнодобывающего комплекса являются хвостохранилища. Отчуждаемая площадь действующими и законсервированными хвостохранилищами достигает до 2735,19 га. Негативное влияние хвостов на воздух проявляется в условиях сильной ветровой эрозии, характерной для Забайкалья. Сухая поверхность хвостохранилищ становится источником выделения пыли. Скорость ветра может достигать в отдельные периоды года до 5 м/с и более. Тонкодисперсные фракции хвостов легко поддаются захвату скоростного воздушного потока и покрывают близлежащие посёлки слоем пыли. Пылевидные частицы оседают на почву поселений, загрязняя её в зависимости от розы ветров, расстояния от объекта и продолжительности загрязнения.

Сильная ветровая эрозия в Забайкалье вызывает осушение прудковой зоны хвостохранилища, поверхности гребней и откосов сооруженных плотин. Вследствие этого возникает проблема предотвращения загрязнения воздуха пылящими поверхностями хвостохранилищ.

Крайне остро данная проблема стоит на заброшенных и законсервированных объектах, которая настоятельно требует быстрого разрешения.

Анализ мирового и отечественного опыта предотвращения пыления хвостохранилищ показывает, что наиболее эффективное решение, в первую очередь, должно быть связано с изысканием агротехнических приёмов формирования продуктивного слоя на поверхности пылящих хвостохранилищ.

Эта концепция и была принята нами при постановке дальнейших исследований и разработке приёма биологической рекультивации, при этом использован положительный опыт, ранее достигнутый на Ковдорском ГОКе и ОАО «Аппатит» по созданию дренины на техногенных субстратах посевом многолетних трав.

Период биологической рекультивации обычно составляет 15-30 лет и заканчивается в том случае, если содержание гумуса в новой почве будет отвечать условиям нормального произрастания высаженных растений. Однако этот срок можно значительно сократить, если на нарушенные земли наносится слой полезного ископаемого органического происхождения. Учитывая, что Забайкалье входит в число минеральных провинций, где на сегодняшний день освоены крупнейшие месторождения цеолит содержащих туфов, то в нашем случае этим полезным ископаемым органического происхождения является цеолит.

Использование цеолитовых туфов способствует аэрации почв и развитию корневой системы, обеспечивает максимальный рост растений, удерживает в зоне корней достаточное количество влаги, работает как резервуар хранения для наиболее важных питательных веществ, что позволяет осуществить сдвиг рН из кислой среды в щелочную, исключив добавление минеральных удобрений.

Разработанный приём производится в два этапа. Первый – горнотехнический, заключается в формировании почвообразующего слоя. Второй – биологический, состоит из нескольких операций направленных на создание устойчивого травостоя на поверхности хвостохранилища.

Формирование почвообразующего слоя на поверхности хвостохранилища осуществляют путём нанесения приготовленной цеолитовой гидросмеси, подачей её на поверхность хвостохранилища, удаления осветленной жидкой фазы для использования её в обороте, последующего рыхления цеолитового слоя с заскладированными отходами в хвостохранилище. Последующие операции способа – внесение в сформированный почвообразующий слой водорастворимых полимеров одновременно с семенами многолетних трав и последующее механическое укатывание поверхности слоя.

Целью внесения водорастворимых полимеров является образование связанной

корочки на поверхности, что позволяет предотвратить вынос семян из почвообразующего слоя при ветровой эрозии и осадках. Для посева рекомендуются семена, адаптированные к климатическим условиям Забайкалья (пырей безкорневищный, кострец безостный, пырейник Сибирский, смесь «Сибиряк» и т.д.). Полученные предварительные положительные результаты предполагают дальнейшие исследования на различных объектах, составов, создание опытных площадок, химические анализы полученных растений, изучения влияния цеолитов различных месторождений на рост трав.

***К.А. Стрельцов<sup>1</sup>, А.А. Лавриненко<sup>2</sup>, Д.В. Абрютин<sup>1</sup>***

<sup>1</sup> Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия; adminopr@misis.ru

<sup>2</sup> Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва, Россия

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ИОННОЙ ФЛОТАЦИИ РЕНИЯ ИЗ КИСЛЫХ РАСТВОРОВ**

В настоящее время все больше возрастает спрос на редкоземельные металлы (РЗМ). Одним из таких металлов является рений, который в основном является сопутствующим элементом при добычи молибдена, урана и меди. Его содержание в земной коре примерно в 5 раз меньше, чем золота и платины, в 1000-3000 раз меньше, чем вольфрама и молибдена. Кларк рения составляет около 0,0007 г/т [1].

Цель работы состояла в исследовании возможности применения ионной флотации для извлечения рения из кислых растворов. опыты проводили на модельных растворах перрената аммония.

Известно, что наиболее устойчивы соединения рения со степенью окисления +7 и +4. Степень окисления +7 – самая характерная для рения; она проявляется в наиболее важных соединениях, таких, как рениевая кислота и ее соли, семиокись  $\text{Re}_2\text{O}_7$ . Перренат-ион  $\text{ReO}_4^-$  устойчив в кислых и в щелочных растворах [2]. В качестве реагента-собираателя нами были выбраны соединения четвертичных фосфониевых соединений, которые обладают свойствами обеспечивающими селективное извлечения перренат-ионов из бедных сильноокислых растворов [3]. Проводились опыты с использованием аминов, соединений аммония и четвертичных фосфониевых соединений. Наиболее полное связывание перрената в осадок (91%) происходит при использовании реагента – хлорида тетрафенилфосфония (ТФФ). Изучение осадкообразования показало, что оптимальное мольное соотношение ( $\varphi$ ) собирателя к коллигенду (извлекаемому иону) составляет 4:1, что подтверждают опытные и расчетные данные (согласно произведению растворимости получаемого осадка).

Были проведены эксперименты по определению зависимости осадкообразования

от времени кондиционирования, интенсивности перемешивания и рН. Изучалась морфология получаемого осадка перрената тетрафенилфосфония. Средний размер частиц осадка составляет 5-10 мкм. Установлено, что оптимальное время кондиционирования составляет 10 мин, а интенсивность перемешивания и рН не влияют на осадкообразование.

Для оценки флотационной активности полученного осадка были проведены измерения силы отрыва частицы осадка от пузырька воздуха и времени их индукции с помощью высокочувствительного прибора. Полученные результаты показали, что абсолютная величина силы отрыва в статических условиях (десятки нН) частицы осадка от пузырька сопоставима с силой отрыва ионообменных волокон, нагруженных молибденом, но существенно меньше сил отрыва частиц молибденита и кварца (1-10 мкН) от пузырьков. Можно утверждать, что частицы перрената ТФФ обладают ярко выраженными гидрофобными свойствами.

Исследования ионной флотации проводили на флотационных аппаратах различной конструкции. Было обнаружено, что наибольшее товарное извлечение (90%) достигается на механических флотомашинах, в то время, как в колонном аппарате и флотационном аппарате с импеллером уникальной конструкции, разработанном в МИ-СиС, извлечение достигает 10% и 20% соответственно, что связано с различной крупностью пузырьков и гидродинамическими условиями.

Были проведены исследования по определению оптимального режима флотации. Установлено, что используемый реагент ТФФ обладает поверхностно-активными свойствами и дает пенный слой, необходимый для полного извлечения осадка в концентрат. Дополнительно проводили опыты с использованием различных пенообразователей (ЦТМАБ, ОПСБ, МІВС), которые не оказали существенного влияния на прирост извлечения. Опыты при разных значениях рН и скорости вращения импеллера показали, что увеличение рН и скорости вращения практически не влияет на показатели извлечения рения в концентрат. Оптимальное время флотации составляет 2 минуты.

На основе полученных результатов предлагается принципиальная схема для переработки кислых рений-содержащих растворов включающая основную и перечистную флотации, с получением концентрированного раствора, содержащего до 0,5 г/л рения. Данный промпродукт может быть переработан с получением товарного продукта (например, перрената аммония) различными методами.

*Список использованных источников*

1. Палант А.А., Трошкина И.Д., Чекмарев А.М. *Металлургия рения*. – М.: Наука, 2007.
2. Борисова Л.В., Ермаков А.Н. *Аналитическая химия рения*. – М.: Наука, 1974.
3. P. Blazy, E.A. Jdid, A. Floreancing, B. Mottet. *Selective Recovery of Rhenium from Gas-Scrubbing Solutions of Molybdenite Roasting Using Direct Precipitation and Separation on Resins // Separation Science and Technology*. – 1993. – Vol. 28. – Iss. 11-12. – Pp. 2073-2096.

**С.С. Потапов<sup>1</sup>, Д.С. Потапов<sup>1</sup>, Д.В. Макаров<sup>2</sup>, А.В. Светлов<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт минералогии УрО РАН, г. Миасс, Россия; spot@ilmeny.ac.ru

<sup>2</sup>Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского НЦ РАН, Россия; makarov@inper.ksc.ru

## **РЕЗУЛЬТАТЫ МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИХ И ОПЫТНО-ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ШЛАКОВ КАК ПОТЕНЦИАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Объектом наших исследований являются гранулированные шлаки медно-никелевого производства комбината «Печенганикель» ОАО «Кольская ГМК». Шлаковые отвалы нарушают ландшафт и отчуждают земельные угодья, негативно воздействуют на окружающую природную среду, ухудшают экологическую обстановку. Вместе с тем шлаки являются потенциальным вторичным (техногенным) минеральным сырьем. Особенности формы нахождения полезных компонентов и минералов в отвальных шлаках, их высокая дисперсность, изменения физических и физико-химических свойств поверхности определяют необходимость поиска новых наукоемких и экологически безопасных процессов, обеспечивающих эффективное и комплексное извлечение цветных металлов из техногенного сырья, а также снижающих нагрузку на окружающую среду отходов горно-металлургического комплекса (Чантурия В.А. и др., 2007).

Отвалы шлаков плавильного цеха комбината «Печенганикель», образовавшиеся за длительный период времени, начиная с 1945 г., могут рассматриваться как техногенное месторождение, содержащее более 45 млн. т. сырья. Оценку отвалов металлургического производства как потенциальных техногенных месторождений нужно проводить на минералого-геохимической основе (Потапов С.С. и др., 2012) с проведением лабораторных экспериментов (Макаров Д.В., 2013) и последующих опытно-промышленных испытаний.

С целью оценки свойств шлаков как потенциального сырья и их экологической опасности нами исследованы шлаки текущего производства (октябрь 2011 г.) и лежащие шлаки, складированные в отвале в течение 15 лет. Отличия лежалых шлаков от шлаков текущего производства заключаются в заметном увеличении содержания фракции -0.10 мм. Отмечается значительная неоднородность лежалых шлаков по гранулометрическому составу, характерная для всех классов крупности. Очевидно, это связано с дифференциацией вещества, как на стадии складирования, так и в процессе хранения и возможными гипергенными процессами.

Химический состав шлаков текущего производства (1) и лежалых шлаков (2) представлен в таблице. Более высокое содержание оксида магния и более низкая концентрация оксидов железа в текущих шлаках, очевидно, связано с изменением состава

ва концентратов, поступающих на пирометаллургический передел и с особенностями процесса плавки.

Таблица

Химический состав шлаков

Шлак	Содержание, %									
	TiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	CaO	MgO	Na <sub>2</sub> O	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	SiO <sub>2</sub>
1	0.71	0.53	35.47	23.51	2.09	13.31	1.04	6.03	0.11	40.61
2	0.80	0.72	39.03	26.55	3.16	10.39	1.12	6.81	0.13	40.53

Задачей минералогических исследований являлось установление размеров и формы сульфидов в силикатной матрице шлака и выявление различий этих параметров для лежалых и текущих шлаков. Для этого из кусочков шлаков были изготовлены полированные препараты и изучены в отраженном свете на микроскопе OLIMPUS BX 51 с цифровой камерой DP 12. Установлено, что граншлаки представляют собой стекло-форстеритовую матрицу с включениями сульфидов (макинавита, пирротина) размером от 1.5 до 20  $\mu\text{m}$ . Редко наблюдаются и более крупные зерна размером до 50  $\mu\text{m}$ . Детально морфологический и минералогический анализ первичных шлаков представлен в работе Д.С. Потапова и др. (2012).

С целью оценки воздействия хранящихся в отвалах гранулированных шлаков на окружающую среду, а также возможностей гидрометаллургических методов переработки данного техногенного сырья (методом кучного выщелачивания) проведены исследования взаимодействия шлаков с 1 %-ным раствором серной кислоты. Опыты вели в динамическом режиме в колонках при температуре  $18 \pm 2$  °C в течение 26 суток. Загрузка шлаков составляла 250 г. Кислоту в количестве 50 мл подавали раз в 2 суток. Растворы на выходе из колонок анализировали методом атомно-абсорбционной спектроскопии. Величины водородного показателя и окислительно-восстановительного потенциала растворов выщелачивания варьировали незначительно и составляли  $3.6 \pm 0.2$  и  $200 \pm 20$  мВ соответственно. Результаты опытов представлены на рис. 1. Как видно, никель существенно более интенсивно выщелачивается из шлаков текущего производства. Извлечение меди также выше в эксперименте со шлаками текущего производства. Для кобальта извлечения в обоих экспериментах примерно одинаковы. В процессе экспериментов наблюдали некоторое снижение фильтрационных характеристик материала, связанное с растворением силикатной матрицы гранул с образованием кремнегеля. Более интенсивен этот процесс для шлаков текущего производства.

Концентрации металлов в растворах выщелачивания (минимальные - максимальные) лежалых шлаков на протяжении эксперимента составили, мг/л: Ni 5.4-29; Cu 8.1-15.9; Co 5.8-6.1; Fe 2.5-3.3. Для шлаков текущего производства концентрации цветных металлов существенно выше, мг/л: Ni 15.2-47.9; Cu 7.4-29.1; Co 7.6-11.1; Fe 2.1-3.0.

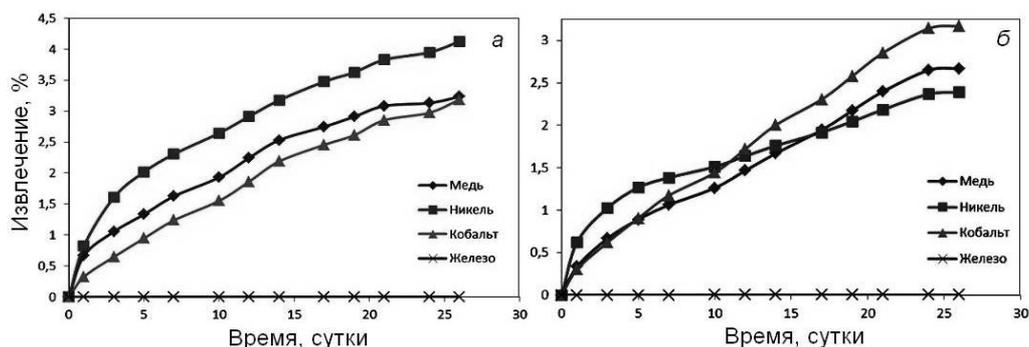


Рис. 1. Кинетика выщелачивания металлов из шлаков текущего производства (а) и лежалых шлаков (б)

Из кусочков шлака после выщелачивания изготовлены полированные препараты. Установлено, что макроскопически шлаки после выщелачивания визуально не отличаются от шлаков до выщелачивания. Микроскопически при изучении под микроскопом в полированных препаратах (аншлифах) отмечается ряд отличий от шлаков до выщелачивания. В шлаках текущего производства после выщелачивания гранулы шлака представлены стекловатой фазой и оливином, все частицы гранулированного шлака неправильной криволинейной формы. Включения сульфидов распределены неравномерно и не во всех зернах матрицы шлака. Форма сульфидов, как и в шлаках до выщелачивания, чаще всего округлой формы (шарики, капли), реже овальные выделения. Размеры сульфидов по сравнению со шлаками до выщелачивания больше. Так, в шлаках до выщелачивания размеры крупных сульфидов не превышали 50 мкм, в шлаках после выщелачивания размеры сульфидов гораздо крупнее, их размеры от 100 до 200 мкм (рис. 2а).



Рис. 2. Крупные зерна сульфидов (светлое) в текущих (а) и лежалых (б) шлаках комбината «Печенганикель» после экспериментов по выщелачиванию

Мелкие сульфиды чаще всего округлой формы их размеры в диаметре 5-10 мкм и не превышают 20 мкм. Сульфидные включения в лежалых шлаках после выщелачивания по форме представляют собой как округлые выделения, так и зерна криволинейной формы, что также было характерно для лежалых шлаков и до выщелачивания. Все крупные зерна сульфидов имеют криволинейную форму, их размеры по короткой

стороне 100  $\mu\text{m}$  – 150  $\mu\text{m}$ , по длинной стороне 200  $\mu\text{m}$  – 400  $\mu\text{m}$  (рис. 2б). Размеры мелких сульфидов 10-30  $\mu\text{m}$ .

Таким образом, эксперименты показали достаточно интенсивное выщелачивание цветных металлов, как из шлаков текущего производства, так и из лежалых шлаков. Это свидетельствует как о потенциальной экологической опасности шлакоотвалов, так и о принципиальной возможности применения гидрометаллургических методов для доизвлечения ценных компонентов из отвальных гранулированных шлаков медно-никелевого производства.

***В.Ф. Скороходов, С.П. Месяц, Р.М. Никитин***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, skorohodov@goi.kolasc.net.ru, remnik@yandex.ru

## **НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОЧИСТКИ ПРОМЫШЛЕННЫХ СТОЧНЫХ ВОД**

Очистка сточных вод промышленных предприятий должна сопровождаться достижением необходимых требований по ее составу для повторного использования, либо ПДК при сбросе очищенной воды в открытые водоемы.

Наибольшие затраты в реализации технологий очистки сточных вод приходятся на отстойники, площадь которых рассчитывается по времени оседания скоагулированных примесей и взвешенных частиц. В зависимости от этого параметра и объемов обрабатываемой (очищаемой) воды площади отстойников достигают значительных величин, что иногда затрудняет применение каких-либо способов очистки сточных вод из-за больших затрат, необходимых для создания очистных сооружений. Поэтому вопросам интенсификации процессов очистки сточных вод уделяется значительное внимание.

Для решения проблемы снижения загрязнений в сбрасываемых очищаемых водах, в Горном институте КНЦ РАН разработан способ очистки сточных вод, основанный на синергетическом эффекте при концентрировании загрязнений в многофазной системе. Способ очистки сточных вод реализуется при концентрировании загрязнений в многофазной системе с заранее сформированными поверхностными свойствами фаз и включает коагуляцию, сорбцию и флотацию в активированной водной дисперсии воздуха (АВДВ). Увеличение сорбционной поверхности на границе раздела фаз достигается изменением дисперсного состава газовой фазы в широком диапазоне и использованием модифицированного вермикулитового сорбента Версойл тонкодисперсных фракций с удельной поверхностью 378  $\text{m}^2/\text{г}$  как в качестве сорбента, так и в качестве стабилизатора дисперсного состава газовой фазы, что способствует дости-

жению оптимальных показателей очистки сточных вод. Все перечисленные процессы очистки реализуются в одном объеме.

Технические средства для реализации предлагаемого способа включают флотационную машину для извлечения загрязняющих компонентов из сточных вод в активированных водных дисперсиях воздуха (АВДВ), контактные чаны, реагентные питатели, насосы, расходомеры газа и жидкости и средства автоматизации и управления технологическим процессом очистки сточных вод.

Предлагаемая технология очистки реализована при извлечении загрязнений из сбросов отстойников карьерных вод и хвостохранилища ОАО «Ковдорский ГОК». Пробы очищаемых вод отбирались в разные дни и анализировались на содержание: «взвешенных», «сухого остатка»,  $\text{NH}_4^+$ ,  $\text{NO}_3^-$ ,  $\text{NO}_2^-$ ,  $\text{Cl}^-$ ,  $\text{SO}_4^-$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{Fe}_{\text{общ}}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{Cu}^{2+}$ . Данные по эффективности их очистки приведены в таблице.

Таблица

Показатели эффективности очистки очищаемых вод  
ОАО «Ковдорский ГОК» предлагаемым способом

№ пробы	Эффективность, %										
	ВВ	Сух. ост.	$\text{NH}_4^+$	$\text{NO}_3^-$	$\text{NO}_2^-$	$\text{Cl}^-$	$\text{SO}_4^-$	$\text{P}_2\text{O}_5$	$\text{Fe}_{\text{общ}}$	$\text{Mn}^{2+}$	$\text{Cu}^{2+}$
1	87,3	87,7	98,8	100	100	88,2	96,9	92,3	63,2	87,0	60,8
2	99,1	84,5	100	100	93,1	50,0	90,4	75,9	62,6	76,6	49,3
3	95,6	90,0	100	100	100	60,8	95,3	93,6	56,3	68,4	52,8

Результаты проведенных исследований свидетельствуют о высокой эффективности предлагаемого способа. Повышение эффективности очистки сточных вод предлагаемым способом может быть достигнуто многократным повторением идентичных циклов очистки.

**С.А. Сосновский, В.И. Сачков, Е.В. Обходская**

Сибирский физико-технический институт Томского государственного университета, г. Томск, Россия; ssa777@mail.ru

## **ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ПЛАЗМЫ\***

Низкотемпературная плазма в настоящее время широко используется для решения не только разнообразных научных, но и конкретных производственных задач. Наиболее привлекательные аспекты её применения связаны с тем, что по сравнению с

\* Исследование выполнено при поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации.

традиционными химико-технологическими процессами плазменные процессы не требуют многостадийных технологических переделов, потенциально экологически более чистые, менее энергоёмкие. Источником образования химически активных частиц плазмы является не тепловая, как в классических технологических процессах, энергия, а энергия внешнего электрического поля. Непрерывно приобретая энергию, электроны путем соударений передают ее атомам и молекулам, что обуславливает неравновесность данной системы. Преимущество неравновесного состояния низкотемпературной плазмы в том, что имеется возможность селективного направления потока энергии для активации нужных компонентов химически реагирующей системы. При этом, что средняя энергия тяжёлых частиц может соответствовать температурам 7000-11000 К. Поэтому газоразрядную плазму называют низкотемпературной. Сочетание температуры с высокой химической активностью делают такую плазму перспективным инструментом для обработки минерального сырья.

На основе данных химического и рентгеноструктурного анализов и электронной микроскопии установлено, что, несмотря на то, что при расходе плазмообразующего газа 50 – 70 л/мин, диаметре сопла 100 мм и времени нахождения частиц в зоне температур плазмы 0,01 – 0,1 сек, воздействие потоков низкотемпературной плазмы высокочастотного (ВЧ) диапазона (100 кГц- 100 МГц) на гранулы и частицы из минерального сырья обеспечивает протекание глубоких фазовых превращений в их объёме. Частицы минерального сырья, обработанные низкотемпературной плазмой, отличаются высокой сферичностью, округлостью и характерным зональным строением: аморфная оболочка плавно переходит в зону с хорошо выраженной неоднородной кристаллической структурой, которая по мере удаления от поверхности гранулы становится более однородной с выделением анизотропных кристаллов.

Диоксид циркония, характеризующийся высокой температурой плавления и коррозионной стойкостью, является важнейшим техническим продуктом в металлургии циркония. Россия находится на четвертом месте в мире по запасам циркония, однако из-за малого отечественного производства нано- и микродисперсного диоксида циркония при многообразии его применения и при наличии крупных потребителей он является дефицитным видом минерального сырья. Потребность России в цирконе на 2015 г. оценивается в 100 тыс.т. При наличии в России достаточно крупных цирконсодержащих месторождений и, учитывая ближайшую перспективу производства циркона, становится актуальным иметь эффективные технологии получения продуктов его переработки, в первую очередь нано- и микродисперсного диоксида циркония. Применяемые в Украине и России промышленные способы получения дисперсного диоксида циркония хлорированием циркона или его спеканием с фторсиликатом калия многостадийны и не в полной мере экологически безопасны.

Нами проводятся исследования по разработке экологически безопасного способа получения диоксида циркония методом ВЧ плазменной обработки и обогащения. Оп-

ределено, что одним наиболее перспективных способов разложения циркона является его плавка в ВЧ плазменном реакторе с высокими энергетическими возможностями. Экспериментальные обработки порошков цирконсодержащих порошков (содержание более 65 %  $ZrO_2$ ) показали возможность получения в структуре плавящихся материалов кристаллической фазы диоксида циркония при определенных условиях плавления и охлаждения, закалки. При соответствующих условиях охлаждения продуктом плавления является стеклокристаллический материал, содержащий стекловидную кремнеземистую фазу и кристаллы моноклинного диоксида циркония размерами 100 нм – 2 мкм. Это является принципиальным отличием от существующих термических методов разложения циркона в пирометаллургических методов, при которых кристаллы диоксида циркония имеют средние размеры 10 – 100 мкм и в котором требуется приготовление порошкового материала заданной крупности после плавки. Кроме того, стадия ВЧ плазменного разложения предполагает частичное обескремнивание циркона за счет восстановительных условий плавления. Плавильный бадделеит кремнеземистый материал направляется на передел, и отделение специальными методами обогащения кристаллического диоксида циркония от стекловидной кремнеземистой фазы.

Товарным продуктом предлагаемой технологии является плавильный технический диоксид циркония с содержанием  $ZrO_2$  не менее 98%, который предназначен для использования в производстве плавнелитых и спеченных огнеупоров, абразивов и ферросплавов. Попутным продуктом технологии является кремнеземистый материал с содержанием  $SiO_2$  не менее 95 %, который может использоваться в литейном и стекловидном производствах. Для получения диоксида циркония с содержанием 99 %  $ZrO_2$  и выше плавильный технический диоксид циркония подвергают дополнительной обработке.

Другая часть нашей работы относится к производству проппантов, применяющихся при добыче нефти и газа методом гидравлического разрыва пласта. Сущностью технологии гидроразрыва является создание глубокопроникающих в нефтегазо-насыщенный пласт трещин, которые заполняются сферическими частицами - проппантами, удерживающими трещину от сжатия и образующими высокопроницаемую упаковку, по которой к устью скважины поступает нефтегазовая субстанция. Проппанты закачивают в трещину в смеси с жидкостью, вязкость которой позволяет проппантам находиться во взвешенном состоянии, и таким образом проникнуть внутрь трещины на максимальную длину. С учетом технологии применения и эксплуатации к проппантам выдвигаются особые физико-химические требования, основные из них - высокая прочность и химическая стойкость.

Поставленная задача решается тем, что проппант, используемый при добыче нефти и газа методом гидравлического разрыва пласта, состоящий из сердцевинки и оболочки, получен из минерального сырья в виде гранул с диаметром 100 - 800 мкм и пикнометрической плотностью 1,0 - 3,5 г/см<sup>3</sup>, по способу, включающему предвари-

тельную подготовку исходного минерального сырья, плавление и получение из него гранул, охлаждение гранул и рассев их на товарные фракции, при этом скорость нагрева гранул составляет более  $10^6$  К/сек. Такая скорость нагрева гранул, формирующая аморфную структуру оболочки проппанта, возможна при получении проппанта в ВЧ плазменном реакторе.

Охлажденные гранулы рассеивали на фракции 200-400 мкм и 400-800 мкм. Использование азота позволило перевести оксиды исходных металлов в их нитридные соединения в аморфной оболочке проппантов. Проппанты, полученные по предлагаемому способу, могут применяться на больших глубинах залегания нефтяных и газовых пластов, т.к. способны выдержать давления до 15000 psi, в то время как прочность проппантов при этом давлении не соответствует требованиям международного стандарта API RP 60.

При получении гранул расход плазмообразующего газа из сопла ВЧ плазмотрона с диаметром 100 мм варьировали в пределах 50 кг/сек – 70 л/мин. Это позволяло изменять расчетное время нахождения частиц в зоне температур плазмы от 0,01 сек до 0,1 сек, а скорость нагрева порошка - соответственно в диапазоне  $1 \cdot 10^5$  К/сек -  $1 \cdot 10^6$  К/сек, что обеспечивает получение прочной аморфной структуры оболочки проппантов. Дополнительную прочность проппантам придает образование в аморфной оболочке гранул нитридных и карбидных соединений, при использовании в качестве плазмообразующего газа азота и углеводородов. В качестве плазмообразующего газа использовали аргон, водород, пропан.

Преимущество предлагаемого способа получения проппантов с аморфной оболочкой в том, что формирование проппантов происходит в одном агрегате, отличающемся высокой энергетической эффективностью, мобильностью и экологической безопасностью.

Производительность проппантов по данной технологии составляет до 10 кг/ч, при мощности разряда 45 кВт и КПД ВЧ плазменной установки не менее 80 %.

Полученные нами данные показывают, что на ВЧ плазмотронах средней мощности (100 - 300 кВт) можно проводить финишный этап технологии обогащения различных типов кварцевых предконцентратов с получением особо чистого кварца (ОЧК). Внедрение в промышленное производство плазменной технологии получения ОЧК должно осуществляться с использованием индукционного плазмотрона в закрытом реакторе, т.е. в условиях минимизации загрязнений. Себестоимость ОЧК, произведенного по технологии с применением плазменного метода на заключительном этапе, по оценкам составляет около 50 - 70 руб./кг. Таким образом, плазменная технология позволяет организовать получение ОЧК требуемого качества из минерального кварцевого сырья различных геолого-генетических типов месторождений.

Производительность ОЧК по данной технологии составляет до 15 кг/ч, при мощности разряда 45 кВт и КПД ВЧ плазменной установки не менее 80 %.

Нами получены порошки  $\text{CeO}_2$ , допированные редкоземельными элементами (РЗЭ), путём передела техногенного минерального сырья в ВЧ плазмохимической установке. Данные порошки играют важную роль в металлургии, атомной технике, в производстве материалов для высокотехнологических сфер потребления, таких как производство конструкционной керамики, для электрохимических устройств, легирование металлов и т.д. Анализ структуры проводили на сканирующем электронном микроскопе SEM 515 с EDX детектором. Средние размеры частиц порошка и их зерен определяли методом стереометрии; толщину дифракционного кольца – методом фотометрирования на денсиметре «МД - 100» (толщина принималась равной ширине профиля интенсивности на полувысоте пика). Средние размеры порошков - 100 нм. Удельная площадь поверхности порошков полученных в наших экспериментах составляет  $140 \text{ м}^2/\text{г}$ .

Производительность по порошку  $\text{CeO}_2$ , допированному РЗЭ, в данной технологии составляет до 20 кг/ч, при мощности разряда 45 кВт и КПД ВЧ плазменной установки не менее 80 %.

***Н.С. Величкина, И.В. Кузнецов, В.Ю. Кольцов, Т.В. Власова, Т.Б. Юдина***

Открытое акционерное общество «Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии» (ОАО «ВНИИХТ»), г. Москва, Россия, natalia.velichkina@gmail.com

## **ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЙОДА ИЗ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ СБРОСНЫХ МАТОЧНЫХ РАСТВОРОВ АКТИВНЫМИ УГЛЯМИ.**

В докладе изложены результаты исследований по извлечению иода из сбросных маточных растворов активными углями различных марок.

В технологическом процессе регенерации иода образуются жидкие отходы (маточные растворы), которые выводятся из технологического цикла. Сливать маточные растворы нельзя, так как содержание иода превышает предельно допустимые концентрации. Необходимо извлечь иод из этих растворов и вернуть его в технологический процесс.

В ходе работы были изучены свойства современных угольных сорбентов марок: КАД; АГ-95; ВСК-400; СКТ-6а и СУФ с точки зрения их сорбционной способности к иоду и ресурса их использования. Были проведены статические и динамические исследования, изучены различные десорбирующие реагенты: растворы сульфата натрия, гидроксида натрия, аммиака, с точки зрения полноты десорбции.

На основании проведенных исследований были сделаны следующие выводы:

1. Проведены исследования по сорбции иода из маточных растворов в статических условиях на углях следующих марок КАД, АГ-95, СКТ-6а, ВСК-400, СУФ.

2. Установлено, что уголь марки ВСК-400 обладает лучшими кинетическими свойствами, сорбционное равновесие достигается через 5-6 часов.

3. Для десорбции уголь ВСК-400 является более универсальным сорбентом, поскольку иод эффективно десорбируется различными реагентами: щелочью, сульфитом натрия, аммиаком. Для угля марки СУФ возможно применение только сульфита натрия.

4. Ресурсные испытания показали, что активированный уголь ВСК-400 после восьми полных циклов сорбции-десорбции сохраняет сорбционную способность, не теряет ёмкость по иоду.

5. Использование угля ВСК-400 позволит ликвидировать потери иода в технологическом цикле производства, исключить загрязнение окружающей среды и воздушного бассейна и сделать процесс более экономичным и безопасным.

## Стендовые доклады

---

**Ф.А. Ворошилов**

Национальный Исследовательский Томский политехнический университет, г. Томск, Россия,  
k43@mail.ru

### **ПОЛУЧЕНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО ТИТАНА ЭЛЕКТРОЛИЗОМ В ИМПУЛЬСНОМ РЕЖИМЕ В РАСПЛАВЕ LiF-NAF-KF**

Электролизный способ получения титана из расплава фторидов щелочных металлов может привести к значительному сокращению числа необходимых операций и стадий в технологии получения титана и, соответственно, к снижению себестоимости. Проведенные ранее исследования выявили ряд проблем, преодоление которых позволит рекомендовать данный способ получения металлического титана для внедрения в промышленность.

В ходе проведения электролиза на постоянном токе был получен катодный осадок с максимальным содержанием порошка титана до 35%, остальную массу составлял электролит [1].

Выделение титана из катодной груши и возврат электролита в цикл, основанный на растворении полученного осадка в воде и последующем разделении, требует больших объемов воды.

Энергетические затраты на возврат электролита сводят на нет все экономические преимущества нового процесса.

Дальнейшие исследования необходимо проводить в двух направлениях: поиск более эффективного способа выделения титана из катодного осадка, не связанного с использованием воды, и увеличение доли выделяемого титана в катодной груше.

Многопараметричность электрохимических систем на переменном токе дает возможность влиять на микроструктуру гальванических осадков, выход по току, соотношение компонентов. С одной стороны это дает возможность гибкого управления технологическими процессами, с другой стороны, чрезвычайно затрудняет теоретическое описание этих процессов, как на макро-, так и на микроуровне. Поэтому до сих пор подбор параметров процессов происходит исключительно эмпирическим путем [2].

Для проведения процесса электролиза в расплаве фторидов щелочных металлов использовали  $(\text{NH}_4)_3\text{TiF}_6$ , продукт, получаемый при фторидной переработке ильменита.

Исследования на импульсном токе проводились при постоянной температуре ( $650^\circ\text{C}$ ) и постоянной амплитуде сигнала (3 В). Варьировали длительностью импульса и паузы. Был проведен ряд экспериментов, по итогам которых был достигнут выход титана более 70%. Это доказывает, что импульсный электролиз более выгоден, чем электролиз на постоянном токе.

Цель дальнейших исследований – подбор параметров, позволяющих добиться содержания титана в катодной груше до 90%.

*Список использованных источников:*

1. Ворошилов Ф.А., Дьяченко А.Н. «Исследование процесса электролиза  $(\text{NH}_4)_3\text{TiF}_6$  в расплаве  $\text{LiF-NaF-KF}$ », «Современные проблемы науки и образования», № 11, 2011 г.
2. Никифорова Е.Ю., Килимник А.Б. «Закономерности электрохимического поведения металлов при наложении переменного тока», Вестник ТГТУ, том 15, № 3, 2009 г.

***М.А Гурман, Л.И.Щербак***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия, mgurman@yandex.ru

## **ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНАЯ ФЛОТАЦИЯ УГЛИСТОГО ВЕЩЕСТВА И СУЛЬФИДОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА**

Для снижения сорбционной активности углистых веществ, входящих в состав золотосодержащих руд, применяются различные специальные методы и технологические приемы [1]. Одним из таких методов является флотация, которая может использоваться для выделения наиболее упорной части руды, получаемый флотационный концентрат будет перерабатываться металлургическими методами, например, обжигом и цианированием или направляться в плавку.

Приведены результаты исследования возможности флотационного выделения в концентрат углистого вещества и золотосодержащих сульфидов из бедных руд Дурминского месторождения, характеризующихся наличием природного углистого вещества. Доля сульфидов в руде составляет 5–6%. Основным сульфидным минералом является пирит, который наблюдается в виде вкрапленности, гнезд, прожилков и зернистых агрегатов. Выявлены две генерации пирита: пентагондодекаэдрическая и кубическая. Содержание золота составляет 2,8–2,87 г/т. Крупность частиц золота, преимущественно, менее 0,05мм. Золото, находится в свободном виде, в сростках с кварцем и сульфидами, в виде тонкой вкрапленности в сульфидные и породообразующие минералы. При обработке азотной кислотой монофракций пирита, выделено свободное золото в форме пластин, уплощенных кубов, неправильных лепешек светло-желтого цвета.

Углистое вещество приурочено к кварцевым метасоматитам, оно рассеяно или сконцентрировано в виде гнездовидных обособлений и нитевидных прожилков, которые создают струйчатую текстуру метасоматитов, нередко окрашивая их в серый и темно-серый цвет (рис. 1). Размеры включений рассеянного углистого вещества составляют 0,01–0,05 мм; гнездовидных обособлений - 0,03 - 0,07 мм. Содержание общего углерода ( $C_{\text{общ.}}$ ) в руде составляет 0,78%, органического углерода ( $C_{\text{орг.}}$ ) – 0,56%.

Экспериментально установлено отрицательное влияние углистого вещества на извлечение золота в раствор в условиях прямого цианирования материала. Руда обладает прег-роббинговым эффектом. Расчетная величина относительной сорбционной активности (СА) руды, определенная по методике Иргиредмет, составила 10,6% [2].

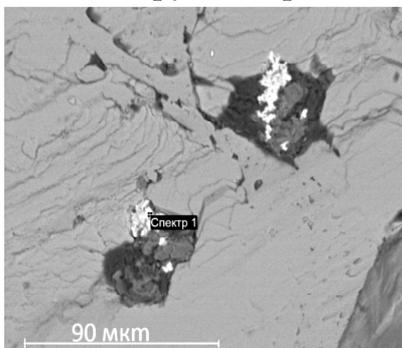


Рис. 1. Электронно-микроскопическое изображение углистого вещества в виде гнездовидных обособлений на поверхности пентагондодокаэдрического пирита

Присутствующие в исследуемой руде золотосодержащие сульфиды (пирит, арсенопирит) в естественном состоянии обладают относительно высокой флотационной активностью. Углистое вещество, также благодаря высокой естественной флотиремости, можно извлечь вместе с сульфидами в углистый золотосульфидный концентрат. Частицы тонкого металлического золота тоже могут легко флотироваться. Эксперименты проведены по двум направлениям:

1) переработка исходной руды коллективной сульфидной флотацией с применением смеси бутилового и изоамилового ксантогенатов;

2) переработка исходной руды последовательной флотацией углистого вещества, свободного золота и золотосодержащих сульфидов (с применением керосина и соснового масла для углистой флотации и смеси бутилового и изоамилового ксантогенатов – для флотации сульфидной. [Пат. 2452584 Российская Федерация, МПК В03D 1/02 (2006.01) Способ флотационного извлечения тонкодисперсного золота [3].

В соответствии с полученными результатами, из исходной руды в коллективный флотационный концентрат извлекается 89,81% золота, выход концентрата составляет 5,49%, массовая доля золота 46,95 г/т при остаточном содержании в хвостах - 0,309 г/т.

При последовательной флотации в полученном углистом концентрате содержание  $S_{орг.}$  составляет – 1,4%; сульфидов – 10–15%; выход концентрата - 1,3%, содержание золота – 36,82 г/т при извлечении 16,68% от исходной руды. Результаты технологических исследований хорошо согласуются с данными минералогического и электронно-микроскопического анализов. В концентрате углистой флотации выявлено присутствие частиц тонкого золота и золотосодержащих сульфидов с пленками и покрытиями углистого вещества на их поверхности, что вероятно, и способствовало переводу определенного количества золота в углистый концентрат (рис. 2).

В сульфидный концентрат извлекается 75,1% золота – от его содержания в руде. Общее извлечение золота в объединенный золотосульфидный концентрат составило 91,78%, при содержании 63,32 г/т и остаточном содержании в хвостах – 0,246 г/т.

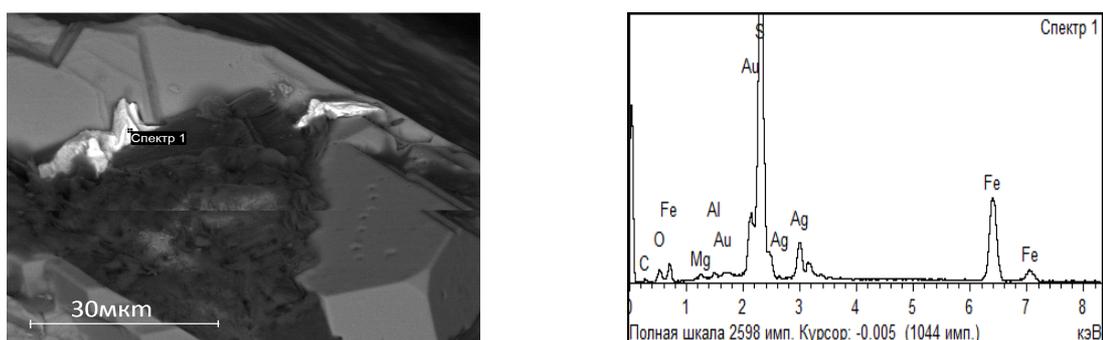


Рис. 2. Электронно-микроскопическое изображение поверхности кристалла пирита с углистой пленкой

Таким образом, сопоставительными экспериментами по переработке исходной руды Дурминского месторождения коллективной и последовательной флотацией подтверждена возможность применения данных методов для выделения в концентрат наиболее упорной части руды. Последовательная флотация углистого вещества и золотосодержащих сульфидов по сравнению с коллективной флотацией, позволяет увеличить извлечение золота в концентрат с 89,81 до 91,78%; повысить содержание с 46,95 до 63,32 г/т, снизить потери золота с отвальными хвостами до 0,246 г/т и сократить суммарный выход концентрата с 5,49 до 4,16% для его последующей переработки металлургическими методами.

*Список использованных источников*

1. Меретуков, М.А. Золото и природное углеродистое вещество / М.А. Меретуков.- М.: Руда и металлы, 2007. - 108 с.
2. Лодейщиков, В. В. Углерод в золотосодержащих рудах и его влияние на процесс цианирования / В. В. Лодейщиков // Золотодобыча. – Иркутск: Ирриредмет, 2008. – № 116. – С. 8-12.
3. Александрова Т.Н., Гурман М.А., Литвинова Н.М., Богомяков Р.В.; заявитель и патентообладатель Институт горного дела ДВО РАН. – № 2010128014/03; заявл. 06.07.10; опубл. 10.06.12, Бюл. № 16

**Г.П. Двойченкова, О.Е. Ковальчук\***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук, г. Москва, Россия; vchan@mail.ru

\*АК «АЛРОСА», г. Мирный, Республика Саха-Якутия, Россия

## **ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРИНЦИПИАЛЬНОЙ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВЫХ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ АЛЮМОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ**

Добыча и переработка алмазоносных месторождений сопровождается, как правило, достаточно большими объёмами горных пород, подлежащих выводу из технологических процессов и последующей утилизации. Основную часть этих отходов со-

ставляют вскрышные породы и конечные (отвальные) хвостовые продукты обогатительных фабрик. Однако если вскрышные породы возможно утилизировать стандартными методами и приемами, то хвосты обогатительных фабрик представляют собой своего рода техногенные месторождения алмазов, так как в них содержится достаточное количество недоизвлеченных по разным причинам кристаллов, что классифицирует их как техногенные сохранные отвалы, не подлежащие обычным методам утилизации.

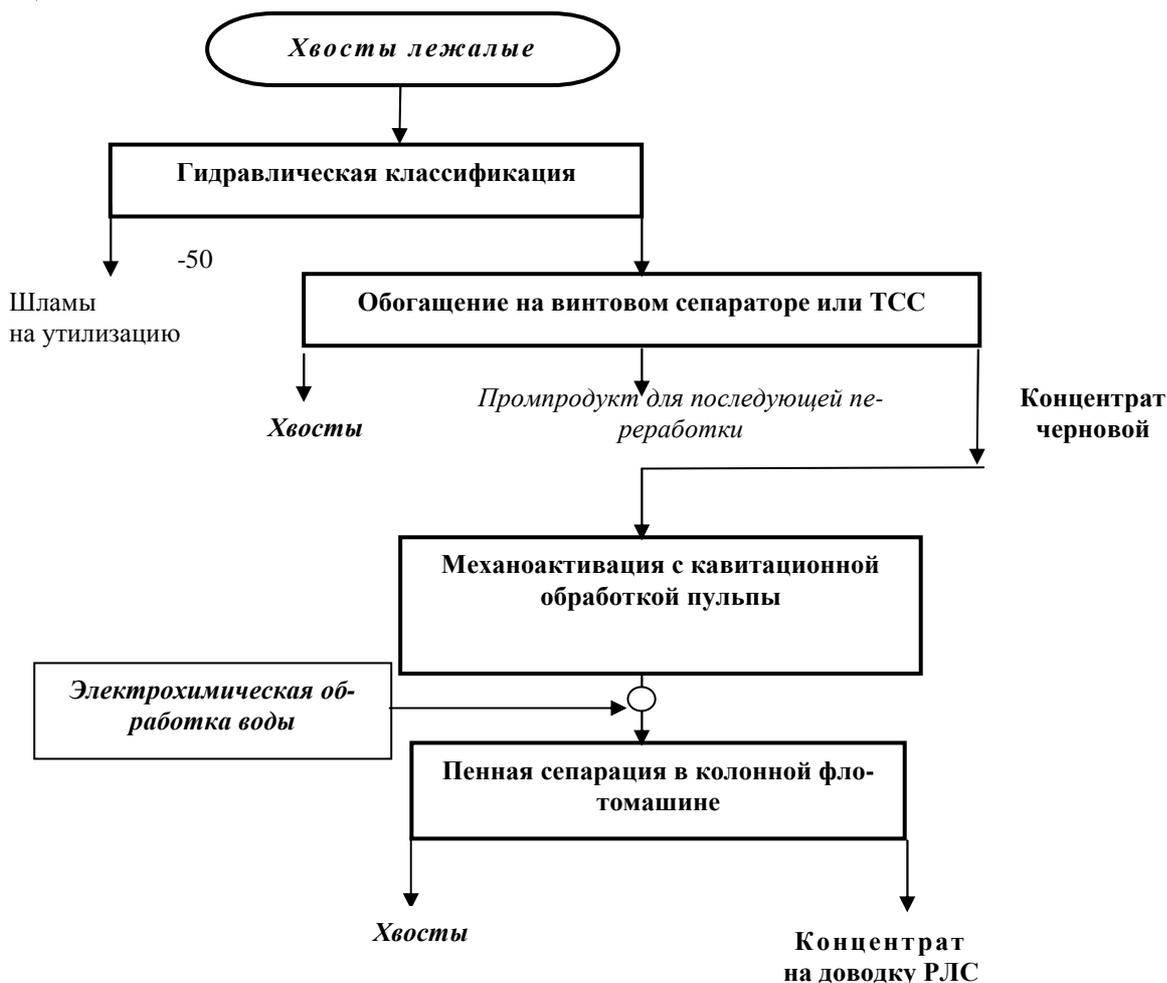


Рис.1. Принципиальная схема переработки отвальных хвостов

Результатами выполненного комплекса химических, минералогических и гранулометрических анализов исследуемых проб отвальных хвостов установлено:

1. Основными фракциями в исследуемых хвостовых продуктах являются классы менее 1 мм, в которых основные первичные минералы, сопутствующие алмазным кристаллам, содержатся в виде вторично измененных форм, представленных смектитом, каолинитом, сапонитом, иногда тальком.

2. Результаты минералогического анализа с использованием метода ДТА в ис-

следуемых хвостовых продуктах установлено наличие мелкодисперсных частиц с размерами в пределах наночастиц, не определяющихся стандартным методом анализа (рентген аморфная фаза вторично измененных минералов). Наличие данных частиц создает большие проблемы при извлечении алмазов стандартными методами обогащения. Высокая сорбционная способность данного типа частиц обуславливает достаточно прочное их закрепление на поверхности алмазов и, соответственно, снижение природной гидрофобной активности в процессах пенной и липкостной сепарациях, природной интенсивности люминесцентного свечения в процессах РЛС. Кроме того, присутствие такого класса частиц нарушает селективность разделения минералов процессом ТСС

3 Экспериментально установлено, что перед процессами повторного обогащения исследуемых отвальных хвостовых продуктов необходимо применение методов активации поверхности алмазных кристаллов с целью восстановления их люминесцентных и гидрофобных свойств.

Таким образом, результаты комплекса экспериментальных и аналитических исследований минеральных компонентов хвостовых продуктов позволили рекомендовать принципиальную схему их переработки, учитывающую выявленные технологические особенности алмазных кристаллов, находящихся в контакте с продуктами вторично измененных минералов.

*А.А. Зубков, З.М. Шуленина, А.Е. Воробьев\**

ООО ИК «ЛЕО-Инвест», г. Москва, Россия, subkov@mail.ru

\*Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Российский университет дружбы народов, г. Москва, Россия, fogel\_al@mail.ru

## **ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТРУДНООБОГАТИМОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Выявленные теоретические закономерности металлизации и флотации оксидов металлов в рудах, лабораторные исследования и производственные испытания обогащения окисленных руд позволили рекомендовать концептуальный подход решения проблемы его переработки с использованием параформальдегида и разработанного нами оборудования (см. рис.).

*Деполимеризация.* Растворение (и деполимеризация) параформальдегида проводится в воде при температуре 55-60 °С, затем раствор подается в контактный чан, где происходит металлизация оксидов при рН среды 11,5-12,0, создаваемой известью при продолжительности 12-15 мин при температуре 55-60 °С и отношении Ж:Т = 1,5:1.

Подготовка сырья – измельчение до необходимой крупности, обеспечивающей

максимальное вскрытие полезных компонентов.

*Флотация.* Реагенты при заданном расходе подаются во флотомашину. Как показали исследования, наиболее высокие технологические показатели получены при флотации в колонновой флотомашине, разработанной авторами. Конструкционным отличием разработанной колонновой флотомашины является высокочастотное ультразвуковое устройство. Полученный флотоконцентрат направляется на сгущение, а хвосты флотации, содержащие минимальное количество ценных компонентов, в отвал. Снижение потерь полезных компонентов с хвостами при переработке таких руд достигается за счет максимального извлечения всего комплекса металлов в некондиционные коллективные концентраты, направляемые на гидро- или пирометаллургический передел.

*Сгущение.* Обезвоживание концентрата производится в керамическом фильтре с ультразвуковой интенсификацией процесса обезвоживания и очистки поверхности фильтра от кека до необходимого содержания в нем влаги, в зависимости от типа сырья и метода его дальнейшей переработки (пиро- или гидрометаллургией). Конструкция фильтра с высокочастотным ультразвуковым устройством очистки от кека позволила ускорить процесс обезвоживания в 2,5 раза по сравнению со стандартным фильтром.

*Переработка концентрата.* Обезвоженный концентрат в зависимости от состава (медный, цинковый и пр.), но, как правило, некондиционный направляется на переработку методом пирометаллургии (свинцово-цинковый на КИВЦЕТную плавку), или гидрометаллургию в автоклаве.

Целесообразно использовать автоклав новой конструкции, в котором совмещены операции обжига, выщелачивания и пр. операций за счет конструктивного решения.

*Сгущение продуктов выщелачивания.* Обезвоживание продуктов выщелачивания производится на керамическом фильтре с использованием ультразвука высоких частот, преимущество его по сравнению с другими описано выше. После сгущения получается два продукта – продуктивный раствор и алюмосиликатный кек, который является экологически чистым товарным продуктом, пригодным как для производства стекольных, так и фарфоровых изделий.

*Сорбционно-электролизный передел растворов.* Раствор поступает на селективное извлечение растворенных ценных компонентов. Особенностью такого подхода к переработке некондиционных концентратов в автоклаве является возможность извлечения не только цветных и благородных металлов, но и железа, которое обычно при использовании других методов обогащения теряется безвозвратно.

Нашими исследованиями установлено, что попутное получение железа в виде железистых охр или порошкового железа сопоставимо по стоимости с цветными металлами.

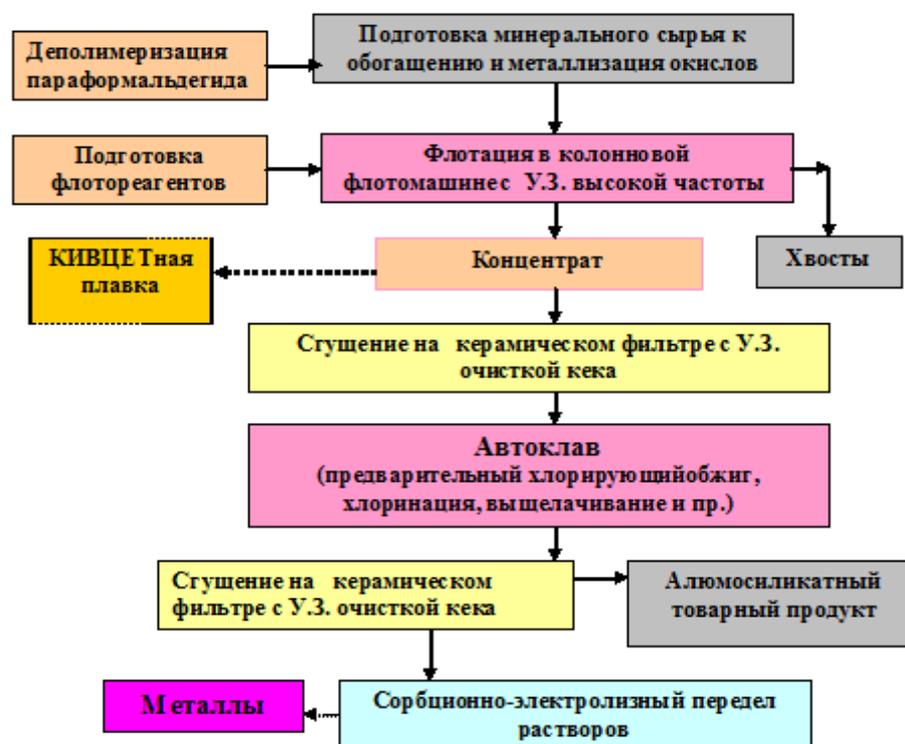


Рис. Разработанная схема переработки труднообогатимых руд

Высокая эффективность разработанной концептуальной схемы технологических операций решения проблемы переработки труднообогатимого сырья прошла апробацию в укрупнено-лабораторных и частично в производственных условиях. Это дает возможность считать, что авторами на основе теоретических и экспериментальных работ частично решена важная задача расширения сырьевой базы получения цветных, благородных и черных металлов за счет переработки труднообогатимого сырья, снижения загрязненности окружающей среды.

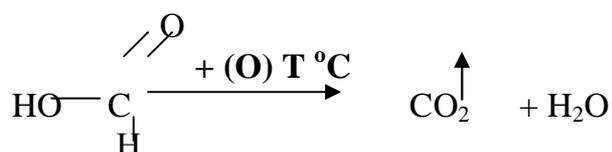
Реальные результаты и перспективы использования результатов работы приведены в табл.

*Вопросы экологии.* При восстановлении окислов металлов до металлического состояния (на примере окислов меди) на первой стадии происходит окисление альдегидов до муравьиной кислоты:  $\text{H}_2\text{CO} + \text{Cu}_2\text{O} \rightleftharpoons 2\text{Cu} + \text{H}_2\text{COO}$

Во второй стадии реакция довосстановления окислов идет за счет уксусной кислоты с образованием металла, окиси углерода и воды:



Кроме того, часть муравьиной кислоты при нагревании разлагается с образованием окиси углерода по схеме:



Таблица

Результаты и перспективы использования разработанной концепции переработки  
труднообогатимого минерального сырья

№ п/п	Наименование минерального сырья	Стадия выполненных работ	Примечание
1	Медные окисленные руды	Проведены испытания в производственных условиях	Технология рекомендуется к внедрению на предприятиях России
2	Висмутовые окисленные руды	Проведены испытания в производственных условиях	То же
3	Свинцово-цинковые смешанные руды	Проведены испытания в производственных условиях	То же
4	Сточные серебро-содержащие воды	Проведены испытания в производственных условиях	То же
5	Окисленные серебро-содержащие полиметаллические руды	Укрупненные лабораторные испытания	Технологию рекомендуется испытать в производственных условиях
6	Окисленные шламы от сжигания ТБО	Укрупненные лабораторные испытания	Технологию рекомендуется испытать в производственных условиях
7	Окисленные сурьмяные руды	На стадии лабораторных исследований	

При использовании известковой среды возможен также перевод избытка муравьиной кислоты, образующейся в процессе окисления формальдегида, в формиат кальция и воду по реакции:  $2\text{H}_2\text{COO} + \text{Ca}(\text{OH})_2 = (\text{HCOO})_2\text{Ca} + 2\text{H}_2\text{O}$

В сточных водах флотационного обогащения окисленных медных руд, проведенных в производственных условиях по разработанной технологии, остаточных концентраций муравьиной кислоты не было обнаружено.

**А.Г. Иванова, Н.Н. Гришин, Ю.Н. Нерадовский\*, Ю.Л. Войтеховский\***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольский научный центр Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, ivanova@chemy.kolasc.net.ru

\*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Геологический институт Кольский научный центр Российской академии наук, г. Апатиты, Россия

## **КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА КИАНИТОВОЙ РУДЫ КЕЙВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ ВЫСОКОГЛИНОЗЕМИСТОГО ПРОДУКТА**

В настоящее время группа Кейвских месторождений, расположенная в центрально-восточной части Кольского полуострова, представляет собой крупнейший источник высокоглиноземистого сырья. Общие запасы кианитовой руды оцениваются

более 11 млрд. тонн, проблема промышленного использования которых имеет большое народнохозяйственное значение.

Кианиты используют для производства огнеупоров, силумина, алюминий-кремниевых сплавов и абразивов. Дополнительные возможности их использования открываются после предварительного обогащения кианитов по оксиду алюминия. Нами было изучено карботермическое восстановление кианитового концентрата Хизоваарского месторождения. Выявлены основные зависимости обогащения  $Al_2O_3$  и получен высокоглиноземистый продукт с содержанием  $Al_2O_3$  – 94.0 мас.%,  $SiO_2$  – 1.05 мас.% [Гришин Н.Н., Иванова А.Г., Белогурова О.А. и др. Карботермическое восстановление кианита // Технология металлов. - 2010. - № 2. - С. 37-42 ; Гришин Н.Н., Белогурова О.А, Иванова А.Г., Обогащение кианита путем карботермического восстановления // Новые огнеупоры: сырьевые материалы. - 2010. - №5. - С.11-20].

Для получения более чистого полупродукта использовали химическое дообогащение. В полученном алюминий содержащем продукте выявлено следующее содержание основных компонентов, мас.%:  $Al_2O_3$  - 91-94,  $SiO_2$  - 0.88-0.81,  $TiO_2$  - 1.12-1.27,  $Fe_2O_3$  - 0.99-1.78.

При условии согласования основных факторов восстановительного обогащения получен концентрат оксида алюминия высокого качества, пригодный для переработки на силумины и алюминий. Карботермический процесс восстановления привлекает внимание производителей новых керамических материалов, поскольку промежуточные и конечные продукты реакции находятся в твердом состоянии, а возможность прохождения процесса в замкнутом цикле позволяет полностью улавливать пылевидные, газообразные продукты и утилизировать оксида углерода.

Для более детального выбора условий обогатительного обжига была рассмотрена термодинамика процесса в системы  $Al_2O_3$ - $SiO_2$ -C. Было выявлено, что в прогнозируемом технологическом процессе возможно управление энтропией этой системы модифицируя составы и обеспечивая псевдо открытые и псевдо закрытые условия проведения процессов. В псевдо открытой системе создаются условия для свободного удаления одного из компонентов из системы, что обеспечивает возможность получения остающихся относительно чистых индивидуальных оксидов, пригодных для дальнейшего самостоятельного использования. При создании условий, обеспечивающих протекание газотранспортных реакций с образованием летучего SiO и удаления его из объема образцов, был получен высокоглиноземистый продукт с отношением  $Al_2O_3:SiO_2$  – 45.7.

Исследовалось карботермическое обогащение сырой кианитовой руды Кейвского месторождения с повышенным содержанием кремнезема, мас.%:  $Al_2O_3$  – 38.0,  $SiO_2$  – 55.0, C - 2.3 и примесей  $K_2O$  – 2.9,  $TiO_2$  – 1.1,  $Fe_2O_3$  – 1.4.

Выбранный нами метод переработки кианитовой руды включал смешение вибромолотой руды, углеродосодержащего восстановителя и поризующей добавки в виде

сульфата аммония, окомкование полученной шихты, обжиг с выдержкой при максимальной температуре с восстановлением диоксида кремния до газообразного монооксида, измельчение полученного спека, обработка его бифторидом аммония и прокаливание при температуре 700-900°C с получением алюминийсодержащего продукта.

Обжиг при 1700°C был обусловлен тем, что при такой температуре происходит перераспределение  $Al_2O_3$  и  $SiO_2$  по отдельным фазам с удалением оксида кремния. При этом оксид алюминия остается в спеке, что способствует повышению степени извлечения оксида алюминия в остатке. Обжиг шихты ниже 1700°C не обеспечивает полного восстановления диоксида кремния. Обжиг шихты выше 1750°C приводит к частичному образованию и уносу газообразных соединений алюминия.

Использование 20% сульфата аммония способствует увеличению пористости гранул, что ведет к более полному восстановлению диоксида кремния.

Обжиг шихты с выдержкой в течение 4-6 часов при максимальной температуре обеспечивает преимущественное удаление кремния при сохранении высокого извлечения оксида алюминия, что приводит к увеличению его относительного содержания в получаемом продукте. Выдержка шихты менее 4 часов недостаточна для полного разложения термически устойчивого муллита. При выдержке более 6 часов совместно с монооксидом кремния образуются и удаляются газообразные соединения алюминия.

Наилучшие результаты карботермического восстановления кианитовой руды Кейвского месторождения были получены при обжиге при температуре 1700°C с выдержкой при максимальной температуре 6 часов со следующим содержанием основных компонентов, мас. %:  $Al_2O_3$  - 95.5,  $SiO_2$  - 1.6 [Гришин Н.Н., Белогурова О.А., Иванова А.Г., Нерадовский Ю.Н., Войтеховский Ю.Л. Особенности поведения кианита в псевдо закрытой и псевдо открытой системе  $Al_2O_3-SiO_2-C$  // Цветные металлы: Алюминий, глинозем, углеродные материалы. -2011. - №11. - С. 9-13.].

Рентгеноспектральный анализ и фотографии аншлифов восстановленного продукта показали, что составы всех спектров близки и богаты содержанием алюминия и имеют лишь остаточное содержание кремния, железа и титана, которые можно удалить, используя химическое дообогащение, что позволяет получить высокоглиноземистый продукт с содержанием  $Al_2O_3$  - 97.7%,  $SiO_2$  - 0.13% и извлечением  $Al_2O_3$  до 92%.

На основании полученных результатов можно сделать вывод, что технология карботермического восстановления обеспечивает получение высокоглиноземистых материалов не только из концентрата, но из богатой руды, которую можно рассматривать как перспективное сырье для производства огнеупоров и силуминов.

По результатам этих исследований была подана заявка на изобретение «Способ переработки кианитового концентрата», №2012109300/02, получено положительное решение.

В настоящее время остро стоит вопрос о создании безотходных технологий комплексной переработки минерального сырья и технических отходов. На основании че-

го наблюдается все большее развитие переработки минерального сырья фторидными методами с обязательным возвращением фторидов в голову процесса. Фторидная технология позволяет использовать дешевые природные материалы: каолиновые глины, дистен-силлиманитовых породы и пр. для получения глинозема.

Задачей нашего исследования явилась проверка возможности применения элементов фторидной технологии для переработки кианитовой руды Кейвского месторождения с целью более полного извлечения глинозема.

Изучалась зависимость качества получаемого продукта от количества добавляемого гидрофторида аммония. Образцы, полученные из шихты с соотношением кианитовой руды к гидрофториду аммония 1:4 преимущественно состоят из корунда. Освобождение от железистых соединений и уменьшение количества этапов прокаливания дало возможность получить высокоглиноземистый продукт с минимальными потерями при прокаливании и извлечением оксида алюминия до 98% со следующим химическим составом мас. %:  $Al_2O_3$  - 98.94,  $SiO_2$  не обнаружено,  $K_2O$  - 0.05,  $TiO_2$  – 0.46,  $Fe_2O_3$  – 0.34.

При создании научно-производственной базы для освоения этих технологий необходимо разработать замкнутую схему комплексной переработки кианитовых руд, что обеспечит высокую степень извлечения алюминия, кремния и других полезных компонентов и будет гарантировать экологическую безопасность окружающей среды.

***В.А. Иванова, Г.В. Митрофанова***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, ivanovaa@goi.kolasc.net.ru

## **ДЕЙСТВИЕ ОКСИЭТИЛИРОВАННЫХ АЛКИЛФЕНОЛОВ ПРИ РАЗДЕЛЕНИИ КАЛЬЦИЙСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ**

Неионогенные ПАВ из класса оксиэтилированных алкилфенолов типа Неонолов в последние годы находят все более широкое применение при флотации несulfидных руд и техногенного сырья с использованием жирнокислотного собирателя, а также при флотации sulfидных минералов sulfгидрильным собирателем.

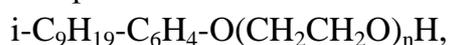
Установленный широкий спектр флотационного действия Неонолов различной степени оксиэтилирования обусловлен тем, что каждый из них представляет собой смесь полимергомологов, имеющих различные значения гидрофильно-липофильного баланса (ГЛБ), определяющего их поверхностно-активные свойства на границах раздела фаз в сложной дисперсной флотационной системе.

При этом Неонолы проявляют свойства эффективных эмульгаторов жирных кислот, диспергаторов их кальциевых мыл, а также газовой фазы, что обеспечивает

снижение чувствительности оксигидрильного собирателя к солям жесткости и снижению температуры пульпы. Проявляя одновременно свойства модификатора флотационной пены, ее объема и разрушаемости, Неонолы обеспечивают повышение селективности процесса флотации руд, в том числе труднообогатимых апатит-, флюорит-карбонатных, с получением качественных апатитовых и флюоритовых концентратов. Однако, перечисленные свойства неонолов не объясняют механизма селективной флотации вышеуказанных руд.

В настоящей работе сделана попытка выяснить роль оксиэтилированных нонилфенолов при флотационном разделении близких по своим свойствам кальцийсодержащих минералов – апатита и кальцита.

С этой целью рассмотрен широкий ряд оксиэтилированных нонилфенолов - Неонолов с различной степенью оксиэтилирования общей формулы:



где n - усредненное число оксиэтильных групп, равное 2 (Неонол АФ 9-2), 4 (Неонол АФ 9-4), 6 (Неонол АФ 9-6), 8 (Неонол АФ 9-8), 9 (Неонол АФ 9-9), 10 (Неонол АФ 9-10).

Влияние добавок различных Неонолов на гидрофобизирующее действие олеата натрия по отношению к апатиту и кальциту проводили методом беспенной флотации в трубке Халлимонта. Полученные концентрационные зависимости выхода пенного продукта флотации показали, что неиногенные оксиэтилированные нонилфенолы вносят дополнительный вклад в гидрофобизацию как апатита, так и кальцита за счет совместной их адсорбции с олеатом натрия на поверхности минерала. При этом различие в количестве гидрофильных этокси-групп в молекуле неонолов не оказывает существенного влияния. Возможность образования совместных ассоциатов олеата натрия и неиногенных Неонолов подтверждается данными по мицеллообразованию в их растворах. Значения критической концентрации мицеллообразования (ККМ) в растворах моносоединений и их смесей свидетельствуют об образовании смешанных мицелл в объеме раствора (табл. 1).

Таблица 1

Значения ККМ в растворах поверхностно-активных соединений,  $t=30^{\circ}C$

Поверхностно-активное вещество	ККМ, моль/л
Олеат натрия	$1,0 \cdot 10^{-3}$
Неонол 9-2	$7,8 \cdot 10^{-5}$
Неонол 9-10	$1,2 \cdot 10^{-4}$
олеат натрия + неонол 9-2 в мольном соотношении 3:1	$4,5 \cdot 10^{-4}$
олеат натрия + неонол 9-6 в мольном соотношении 3:1	$8,2 \cdot 10^{-4}$
олеат натрия + неонол 9-10 в мольном соотношении 3:1	$8,5 \cdot 10^{-4}$

Для оценки прочности закрепления образующихся ассоциатов на поверхности минерала проведены опыты по беспенной флотации апатита и кальцита в условиях

десорбции (смена жидкой фазы – 50%). В условиях эксперимента выход минерала в пенный продукт пропорционален количеству реагентов, закрепившихся на поверхности минерала. Поэтому количество несфлотированного в условиях десорбции минерала можно принять как количественную меру десорбированного реагента. Результаты, полученные при флотации апатита и кальцита (табл. 2) показали, что при условии совместного применения олеата натрия с оксиэтилированными соединениями наблюдается уменьшение количества десорбированного реагента с поверхности апатита и увеличение количества реагента, десорбированного с поверхности кальцита.

Полученные данные дают основание предположить, что оксиэтилированные нонилфенолы преимущественно адсорбируются на более гидратированной поверхности кальцита, что приводит к снижению доли адсорбированного на кальците олеата натрия. Очевидно, что физически адсорбированные молекулы неиногенного соединения (неонола) легче десорбируются с поверхности минерала, в результате чего и наблюдается заметное снижение выхода кальцита в пенный продукт по сравнению с обычными условиями флотации.

Полученные закономерности подтверждаются результатами флотации апатито-карбонатной руды Ковдорского месторождения, при использовании в качестве собирателя жирнокислотной фракции таллового масла (ЖКТМ) при расходе 130 г/т с добавками оксиэтилированных соединений в количестве 25 - 100 г/т. Анализ полученных данных показал, что при увеличении расхода оксиэтилированных соединений с 25 до 100 г/т различия во влиянии на флотационный процесс неонолов с различной степенью оксиэтилирования нивелируются, и преимущество совместного применения ЖКТМ с оксиэтилированным нонилфенолом становится более выраженным.

Таблица 2

Результаты флотации апатита и кальцита в трубке Халлимонта при фиксированном расходе олеата натрия  $5 \cdot 10^{-5}$  моль/л

Реагент	Выход апатита,%		Δ	Выход кальцита,%		Δ
	нормальные условия	условия десорбции		нормальные условия	условия десорбции	
Олеат натрия	80	43	37	50	34	16
Олеат натрия + 30% АФ 9-2	87	67	20	72	30	42
Олеат натрия + 30% АФ 9-10	99	71	28	84	50	34
Олеат натрия + 30% АФ 9-6	99	71	28	90	52	38

Характерные результаты флотации апатито-карбонатной руды в открытом цикле на свежей воде, представленные на рисунке, подтвердили, что в случае использования одного ЖКТМ прочность закрепления собирателя как на апатите, так и на кальците достаточна высока, и отмывки реагента в перечистных операциях с апатита и с каль-

цита практически не наблюдается. В случае применения добавок оксиэтилированных соединений достигается практически полное удаление кальцита в перечистных операциях при одновременно небольших потерях апатита.

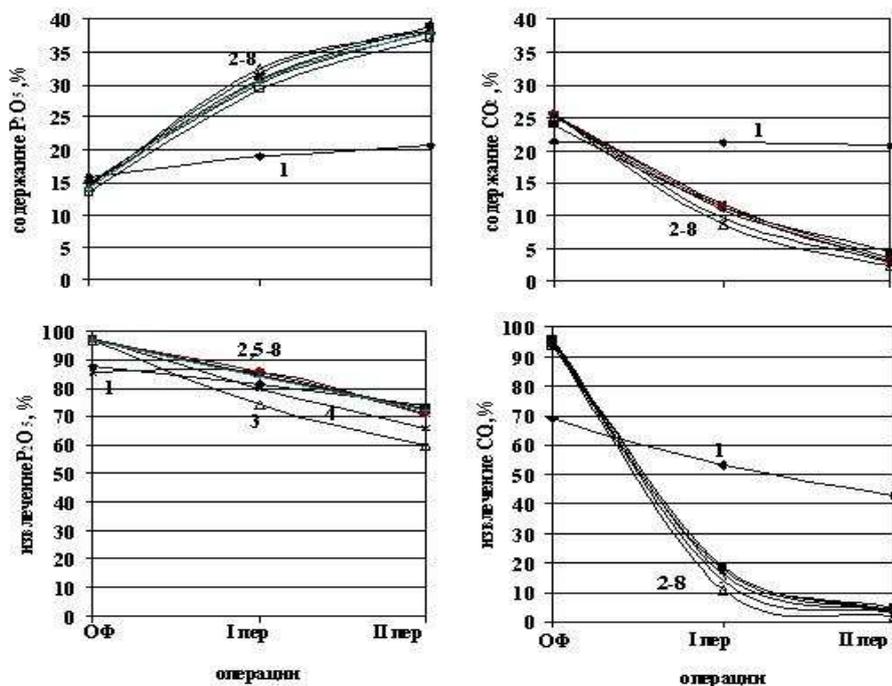


Рис. Результаты флотации апатито-карбонатной руды в открытом цикле на свежей воде при расходе собирателя: 1- 130 г/т ЖКТМ; смеси 130 г/т ЖКТМ + 100 г/т Неонол; 2- АФ 9-2; 3- АФ 9-4; 4 - АФ 9-6; 5 - АФ 9-8; 6 - АФ 9-9; 7 АФ 9-10

Таким образом, селективность процесса флотации апатит-карбонатных руд в присутствии добавок оксиэтилированных нонилфенолов обусловлена их преимущественной адсорбцией на кальците, прочностью их закрепления и перераспределением собирателя между разделяемыми минералами.

### С. А. Кондратьев

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук e-mail: kondr@misd.nsc.ru

## К ВОПРОСУ УСТОЙЧИВОСТИ ЖИДКИХ ПРОСЛОЕК И СЕЛЕКТИВНОГО ФОРМИРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННОГО КОНТАКТА\*

Процесс флотационного обогащения полезных ископаемых связан с закреплением гидрофобной минеральной частицы на пузырьке газа. Принято считать, что существует энергетический барьер, определяющий максимальное значение сил отталкивания, возникающих при сближении объектов: минеральной частицы и пузырька. Согласно расширенной теории ДЛФО расклинивающее давление между двумя сбли-

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 13-05-00384.

жающимися объектами может быть выражено суммой давлений, обусловленных электростатическим, дисперсионным и гидрофобным взаимодействием. Селективность флотационного процесса определится возможностью управления поверхностными силами, принимающими участие в формировании флотационного контакта. Снижение величины энергетического барьера при встрече извлекаемых компонентов с пузырьками позволит осуществить прорыв водной прослойки только для частиц требуемых минералов и извлечь их с получением качественного флотационного концентрата. Выполнение условия потери устойчивости прослойки жидкости  $\frac{\partial \Pi}{\partial h} < 0$  приравнивается к условию закрепления минеральной частицы на пузырьке газа [Pineres J., Barraza J. Energy barrier of aggregates coal particle-bubble through the extended DLVO theory / International journal of mineral processing. – 2011. – № 100. – P. 14 – 20].

Согласно теории ДЛФО  $\Pi(h) = \Pi_e + \Pi_d + \Pi_s$ , где  $\Pi_e$  – ионно-электростатическая составляющая расклинивающего давления, связанная с перекрытием диффузных ионных слоев заряженных поверхностей жидкой прослойки;  $\Pi_d$  – расклинивающее давление, обусловленное силами дисперсионного взаимодействия подложки и газа через прослойку;  $\Pi_s$  – структурная составляющая расклинивающего давления, вызванная перекрытием граничных слоев жидкости со структурой, измененной по сравнению с объемной фазой.

Если кривая  $\Pi(h)$  лежит в области положительных значений расклинивающего давления, то прослойка жидкости полностью смачивает подложку. Положительное значение расклинивающего давления означает, что прослойка самопроизвольно не утончается и может длительное время существовать благодаря повышенному относительно объемной жидкости давлению. Отрицательная величина  $\Pi(h)$  означает недостаточность внутреннего давления жидкости противостоять утончению прослойки. Устойчивым состояниям прослойки отвечают участки изотерм, где  $\frac{\partial \Pi}{\partial h} < 0$ .

В случае малых потенциалов ( $\Phi = zF\Psi/RT \ll 1$ ) электростатическую составляющую расклинивающего давления можно оценить из выражения [Чураев Н. В. Поверхностные силы и физикохимия поверхностных явлений / Успехи химии. – 2004. – Т. 73.– №1. – С. 26 –38]:

$$\Pi_e = \frac{RTc}{2k^2(h\chi)} [2\Phi_s \Phi_g \cosh(h\chi) - \Phi_s^2 - \Phi_g^2],$$

где  $c$  – концентрация раствора моль/м<sup>3</sup>;  $R$  – газовая постоянная, Дж/ К·моль;  $T$  – температура, К;  $\chi$  – обратный дебаевский радиус, м;  $z$  – валентность ионов;  $F$  – постоянная Фарадея, Кл/моль;  $\Psi_s$  и  $\Psi_g$  – потенциалы поверхностей прослойки, граничащие с минеральной поверхностью и воздухом соответственно, В.

Теория ДЛФО подсказывает метод флотации кварца катионактивным реагентом: сорбируя реагент на границе раздела «газ-жидкость» и, сохраняя отрицательным зна-

чение потенциала минерала, можно добиться притяжения разноименно заряженных поверхностей, ухудшения смачивания и прорыва прослойки.

Этот вывод теории ДЛФО не согласуется с практикой флотации. Как известно лучшие показатели флотации достигаются при минимальной величине заряда на минеральной поверхности, исключающей структурирование прилегающих слоев жидкости. При нулевом заряде минеральной поверхности, когда  $\zeta = 0$ , краевой угол принимает максимальное значение, а не при разноименно заряженных поверхностях жидкой прослойки, как предсказывает теория ДЛФО. Отрицательный заряд минеральной поверхности увеличивает абсолютное значение  $\Pi_{\text{э}}$ , но не увеличивает величину краевого угла, что очевидно указывает на ограниченное влияние электростатической составляющей расклинивающего давления на его величину и доминирующее влияние гидрофобных (структурных) сил. С ростом отрицательного значения  $\Pi_{\text{э}}$  увеличивается и структурная составляющая расклинивающего давления.

Эксперимент показал, что флотация кварца катионактивным флотационным реагентом слабо зависит от электрокинетического потенциала минерала [Bleier A., Goddard E.D., Kulkarni R. D. Adsorption and critical flotation conditions / Journal of colloid and Interface Science. 1977. – Vol. 59. – No. 3. – P. 490 – 504]. Сильное влияние на извлечение кварца оказывает величина поверхностного давления  $\pi$  пленки реагента на свободной поверхности воды, а не  $\zeta$ - потенциал минерала.

Величину расклинивающего давления, обусловленного дисперсионным взаимодействием плоских поверхностей, можно оценить из следующего выражения

$$\Pi_{\text{д}} = -A_{132} / 6\pi h^3,$$

где  $A_{132}$  - константа Гамакера, для системы кварц-вода-воздух принята равной –  $3,12 \cdot 10^{-21}$  Дж. Обычно дисперсионное и электростатическое взаимодействия имеют положительное значение расклинивающего давления, которое препятствует образованию флотационного контакта. Для получения отрицательного значения расклинивающего давления абсолютная величина  $\Pi_{\text{н}}$  должна быть больше суммы  $\Pi_{\text{э}}$  и  $\Pi_{\text{д}}$ .

В первом приближении изотерму  $\Pi_{\text{г}}(h)$  принято аппроксимировать экспоненциальной зависимостью [Чураев Н. В.]

$$\Pi_{\text{г}}(h) = K \exp(-h/l),$$

где  $K$  – константа гидрофобного взаимодействия, характеризующая степень упорядоченности молекул у поверхности, Па;  $l$  - длина корреляции ориентационной упорядоченности молекул воды в граничном слое, м.

Для жидкостей хорошо смачивающих подложку  $K$  имеет положительное значение, что объясняется действием сил отталкивания, возникающих при сближении структурированных граничных слоев. Для гидрофобных минералов величина  $K$  меня-

ет знак.

Вид изотермы  $\Pi(h)$  определит устойчивость прослойки жидкости на минеральной поверхности, величину равновесного краевого угла мениска. Необходимым условием получения требуемых для флотации краевых углов является гидрофобизация минеральной поверхности химически сорбируемыми реагентами, изменяющими в основном  $\Pi_{\Sigma}(h)$ .

Выполнение неравенства  $\partial\Pi/\partial h < 0$  и прорыв прослойки не являются достаточными условиями для образования флотационного контакта. После локального прорыва необходимо удаление остающейся в прослойке жидкости, граничащей с гранью минеральной частицы, что достигается применением физически сорбируемых реагентов-собирающих. С целью повышения селективности разделения минералов флотацию обычно выполняют с минимально возможным расходом собирателя и, следовательно, минимально необходимой гидрофобностью. Величина отступающего угла при указанной гидрофобности минерала сравнительно мала и осушение грани минеральной частицы не может реализоваться самопроизвольно. Для этого необходимо уменьшение толщины жидкой прослойки до величины, при которой выполнится переход  $\Theta_A \rightarrow \Theta_B$ . Удаление жидкости из прослойки на слабо гидрофобизированных поверхностях и выполнение указанного перехода происходит в результате действия физической формы сорбции реагента. Для эффективного удаления жидкости из прослойки необходим реагент, обладающий высокой поверхностной активностью на границе раздела «газ-жидкость». Необходимость такого реагента экспериментально доказывается в работе [Bleier A., Goddard E.D., Kulkarni R. D.], где установлено, что величина поверхностного давления  $\pi$  реагента оказывает решающее влияние на эффективность флотации кварца. Из этого следует, что величины структурной составляющей  $\Pi_{\Sigma}$  расклинивающего давления и поверхностного давления  $\pi$  реагента оказывают доминирующее влияние на результаты флотации.

Другим доказательством явного влияния  $\pi$  на показатели флотации и слабой их зависимости от ионно-электростатического взаимодействия является предпочтительное использование во флотации «свежих» пузырьков. Известно, что наибольшей флотационной активностью обладают пузырьки с высоким поверхностным натяжением.

Таким образом, выполнение неравенства  $\partial\Pi/\partial h < 0$  и наличие на минеральной поверхности физически сорбированного флотационного реагента, обладающего высокой поверхностной активностью на границе раздела «газ-жидкость» являются необходимыми условиями образования флотационного комплекса. При нулевом заряде гидрофобной или гидрофобизированной минеральной поверхности обеспечиваются оптимальные условия закрепления физически сорбируемого, аполярного реагентов и ионно-молекулярных ассоциатов, которые при попадании на границу раздела «газ-жидкость» создают пленку с повышенным значением поверхностного давления  $\pi$ .

**И.Д. Котляров, С.В. Петров**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Санкт-Петербургский государственный университет», г. Санкт-Петербург, Россия;  
ivan.kotliarov@mail.ru, petrov64@gmail.com

## **ШКАЛА ПРЕМИЙ ЗА РИСК ДЛЯ ЦЕЛЕЙ СТОИМОСТНОЙ ОЦЕНКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Использование для оценки рисков, связанных с достоверностью определения запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых (ТПИ), традиционного подхода, основанного на варьировании значений ставки дисконтирования в зависимости от рисков проектов, сталкивается со значительными трудностями. Дело в том, что общепринятой и общедоступной методики расчета этой ставки, которая бы учитывала специфику инвестиционных проектов в сфере добычи полезных ископаемых, на сегодняшний день нет.

В практике стоимостной оценки месторождений ставка дисконтирования  $d$  чаще всего рассчитывается по формуле

$$d = r + \sum_{i=1}^n P_i, \quad (1)$$

где  $n$  – число учитываемых видов риска;  $P_i$  – премия за  $i$ -ый вид риска.

Существование рисков связано с неопределенностью внешней среды и с неполнотой наших знаний о ней.

Для многих видов рисков (странового, отраслевого и т. д.) существуют рекомендованные значения премии, которые можно найти в справочной литературе, однако с учетом специфики горных проектов наибольший интерес представляет задача установления премии за риск, связанный с ресурсами. Именно этот вид риска специалисты по горно-инвестиционным проектам считают ключевым, и именно для него, как ни парадоксально, отсутствует общепринятая методика расчета премии.

В теории и практике разведки месторождений полезных ископаемых с давних пор используется свой собственный инструмент для оценки неопределенности информации о ресурсах, а именно классификация запасов и прогнозных ресурсов ТПИ по степени их геологической изученности (включенная в «Классификацию запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых», утвержденную приказом Министерства природных ресурсов РФ).

Именно степень изученности месторождений отражает уровень неопределенности информации о ресурсах ТПИ и выступает, таким образом, в качестве мерила риска. Однако этот инструмент скорее качественный, а не количественный, поскольку соответствующая ему шкала является порядковой, а не интервальной. Отсюда следует очевидная задача – трансформировать классификацию ресурсов ТПИ по степени геологической изученности в интервальную шкалу, т.е. присвоить каждой группе ресур-

сов ТПИ, выделяемых в соответствии с установленной классификацией, свою величину премии за риск, связанный с достоверностью информации. Поскольку же степень изученности тесно связана с группой сложности месторождения по степени геологического строения, мы будем строить шкалу премий за риск по двум факторам: степень изученности и группа сложности.

Прежде всего, закодируем категории запасов и прогнозных ресурсов по степени геологической изученности числами от 1 до 7 (в порядке убывания от категории А до категории Р<sub>3</sub>), а группы запасов (ресурсов) по сложности геологического строения – числами от 1 до 4 (это число соответствует номеру группы в соответствии с действующей классификацией).

Таким образом, например, запасы категории С<sub>2</sub>, относящиеся к 3-й группе сложности, могут быть закодированы как 4.3.

Предлагается рассчитывать премию за риск запасов (ресурсов) при помощи двух рекуррентных формул:

$$PR_{i+1,1} = PR_{i,m_i} + Yi, \quad PR_{i,j+1} = PR_{i,j} + Y(i-1), \quad (2)$$

Где  $PR_{i,j}$  – премия за риск запасов (ресурсов)  $i$ -й категории геологической изученности и  $j$ -й группы по степени сложности геологического строения;

$m_i$  – максимальное число групп сложности в  $i$ -й категории запасов (ресурсов);

$Y$  – базовый параметр, служащий для построения шкалы.

Из формул (2) очевидно, что значение премии за риск  $PR_{1,1}$  для запасов класса 1.1 в нашей системе записи (или относящихся к категории А и первой группе по сложности геологического строения) будет равным нулю.

Значение базового параметра  $Y$  на основе экспертных оценок принято равным 0,25%. Алгоритм расчета премии за риск состоит в прибавлении к предыдущему значению (записанному в предыдущей строке) либо величины  $0,25i$  при переходе от  $i$ -й категории к  $(i+1)$ -й, либо величины  $0,25(i-1)$  при переходе от  $j$ -й группы к  $(j+1)$ -й в рамках  $i$ -й категории (табл.1).

Поскольку прогнозным ресурсам категорий Р<sub>1</sub>, Р<sub>2</sub> и Р<sub>3</sub> группы сложности не присваиваются, они закодированы только по номеру категории.

Предложенная методика удобна для расчета значений премий за риск (табл.1), однако такая форма шкалы может создать ошибочное впечатление, что при доразведке запасы (ресурсы) перемещаются по этой шкале (столбец 3) снизу вверх. Это, разумеется, не так: запасы одной группы сложности переходят в ту же группу сложности, но в более высокую категорию по степени геологической изученности. Поэтому окончательную форму шкалы удобно представить в виде табл. 2).

При помощи такого несложного математического инструментария мы отражаем следующие интуитивно очевидные предположения:

- в рамках одной и той же категории запасов (ресурсов) величина премии за риск

может отличаться в зависимости от сложности строения месторождения;

- в рамках одной и той же категории запасов (ресурсов) величина премии за риск будет нарастать равномерно, поскольку степень изученности запасов (ресурсов) одинаковая, различается лишь только сложность строения объекта;
- чем ниже степень изученности месторождения, тем выше относительная премия за риск (иными словами, при переходе от одной категории к другой величина премии за риск нарастает не равномерно, а все более быстрыми темпами, что отражает ускорение роста рисков, связанных с запасами или ресурсами). Справедливо и обратное.

Таблица 1

Рекомендуемые значения премий за риск для разных категорий ресурсов ТПИ по степени изученности

Категория ресурсов ТПИ	Группа сложности месторождений	Код	Величина премии за риск, %	Диапазон изменений премии за риск в пределах категории ресурсов ТПИ, %
А	1	1.1	0	0
В	1	2.1	0,25	0,25-0,50
	2	2.2	0,5	
С <sub>1</sub>	1	3.1	1	1,00-2,50
	2	3.2	1,5	
	3	3.3	2	
	4	3.4	2,5	
С <sub>2</sub>	1	4.1	3,25	3,25-5,50
	2	4.2	4	
	3	4.3	4,75	
	4	4.4	5,5	
Р <sub>1</sub>		5	6,5	6,5
Р <sub>2</sub>		6	7,75	7,75
Р <sub>3</sub>		7	9,25	9,25

Таблица 2

Шкала премии за риск достоверности определения запасов твердых полезных ископаемых в зависимости от группы сложности месторождения и категории запасов по степени изученности

		Категории запасов по степени геологической изученности			
		А	В	С1	С2
Группы запасов по сложности геологического строения	1	0	0.25	1.00	3.25
	2	-	0.50	1.50	4.00
	3	-	-	2.00	4.75
	4	-	-	2.50	5.50

Вид формул (2) был выбран, с одной стороны, для того, чтобы учесть эти очевидные предположения о характере динамики премии за риск запасов, а с другой – чтобы сделать расчетную схему максимально простой и легко формализуемой.

*Н.А. Лаврик, Т.Н. Александрова, Н.М. Литвинова,  
К.В. Прохоров, Е.В. Вылегжанина*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения Российской академии наук (ИГД ДВО РАН), г. Хабаровск, Россия,  
lavrik@igd.khv.ru

## **ПЕРСПЕКТИВЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ КОМПЛЕКСА ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ**

Работа выполнена по заказу предприятия, занимающегося промышленной утилизацией отходов от сжигания углей.

Золошлаковые отходы могут служить нетрадиционным источником ряда ценных металлов и других элементов [1]. Являясь, по сути, природными сорбентами, угли содержат примеси многих благородных и редких металлов, концентрации которых возрастают в 5-6 раз при их сжигании и могут представлять промышленный интерес [2]. Особенно отличаются такими характеристиками бурые угли, содержащие комплекс ценных компонентов в повышенных количествах [3].

В перспективе из золошлаковых отходов от сжигания углей возможно получение алюмосиликатных сфер и алюмосиликатов (использующихся в производстве стройматериалов), магнитного концентрата, концентрата благородных металлов, редких и редкоземельных.

Исследования золы углей одной из крупнейших ГРЭС на Дальнем Востоке показывают, что исходный материал содержит до 12,8% железа; алюминия и кремния до 35%; 0,8% Mg; Mn – 0,3%; Ba 407 г/т; Sr 232 г/т; V 65 г/т; Rb 74 г/т; Zr 77 г/т. В золе присутствует весь спектр редких и редкоземельных металлов.

Суммарное содержание лантаноидов в исследованных пробах составляет около 160 г/т.

В исходной золе отмечены благородные металлы содержание которых колеблется в пределах: Pt 0,003-0,046 г/т, Pd до 0,001 г/т, Ag 0,04-3,4 г/т, Au – 0,005-0,5 г/т. Для золошлаковых отходов ГРЭС характерно неравномерное распределение металлов.

Минералогическим анализом выявлено, что исходная зола содержит: 11,79% магнетита и 10,86% магнитных сфер; шлака магнитного 19,73% и кремнистого 23%; уголь бурый, редко каменный- 17,48%; уголь с включениями магнетита 1,35% (недожог составляет 18,8%); кварц 10,88%; кварц и полевой шпат 2,48%; глину до 0,45%.

Из рудных минералов отмечаются единичные зерна марказита, пирита, из порообразующих - амфиболов и пироксенов, полевых шпатов, акцессориев - 0,004% (циркон, апатит, гранат, рутил, сфен, лейкоксен, корунд, хромшпинелиды, барит). Обломочки пород риолитов, диоритов составляют около 1%. Более 2% минералов образуют сростки (магнетит с углём и кварцем).

При простейших технологических процессах получают магнитный концентрат с

содержанием железа до 53-58%. Однако, магнитная фракция обогащена также Mn (1,2%), Cr (95 г/т), V (86 г/т), Ti (0,2%), Sb (142 г/т) и содержит Au до 0,55 г/т, Pt, Pd, Ag.

Магнетит представлен мелкими кристаллами размером 0,1-0,5 мм и их обломками, нередко оплавленными с краев, либо окатанными, а также мелкими обломками уплощенных прожилков (0,1-1 мм). Магнитные сферы – черные, темно-серые, нередко полые-0,01-0,2 мм. Магнитный шлак – темно-серый, светло-серый, пористый и кавернозный с включениями зерен магнетита и магнитных сфер.

В немагнитной фракции более высокие концентрации В (до 20 г/т), Ti (0,3%), Sr (280 г/т), Zr (91 г/т), TR (свыше 200 г/т).

Основная масса минералов (72%) локализуется во фракциях -0,5+0,071 мм.

Уголь бурый, редко каменный (недожог) отмечается во всех фракциях, преобладает в крупной фракции: -2+0,5 мм. В наиболее же крупной фракции (+2 мм) локализуются глина, кварц и магнетит + кварц. Железо, преимущественно, сконцентрировано в тонком классе.

Во всех фракциях продуктов обогащения исходной золы на концентрационном столе отмечается золото от 2 до 8 знаков с постепенным увеличением (8 знаков) к тонкой фракции -0,071+0,0 мм.

Золото комковатое, таблитчатое, лепешковидное. Цвет желтый, красновато- и зеленовато-желтый с характерными сажистыми налетами. Высокое содержание золота в классе крупности +2 мм и- 0,071+ 0мм с одновременным низким содержанием недожога в этих классах позволяет производить предварительный отсев класса крупности +2 мм, что, возможно, будет способствовать повышению качества товарного магнетитового концентрата и извлечению золота.

Наиболее оптимальный технологический режим - флотационный способ удаления недожога с использованием H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Д<sub>2</sub>ФКГ, соснового масла, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, эмульсии (ксантогенат + керосин); ксантогената; Т-80 – позволяет не только удалить недожог, но и в дальнейшем способствует более полному извлечению ценных компонентов.

Таким образом, при комплексном подходе в ближайшей перспективе возможно извлечение из золошлаковых отходов товарного магнетитового концентрата; благородных, редких и редкоземельных металлов даже при содержаниях в исходной золе в пределах кларковых.

*Список использованных источников*

1. Юдович Я.Э. Грамм дороже тонны: Редкие элементы в углях М.: Наука, 1989. – 160 с.
2. Черепанов А. А. Благородные металлы в золошлаковых отходах Дальневосточных ТЭЦ // Тихоокеанская геология. – 2008. –Том 27. – № 2.- С. 16 –28.
3. Юдович Я.Э., Кетрис М.П. Токсичные элементы – примеси в ископаемых углях. Екатеринбург: УрО РАН, 2005. – 648 с.

***Н.М. Литвинова, А.В. Александров, Р.В. Богомяков, Н.А. Лаврик***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск Россия, annbot87@mail.ru

## **К ВОПРОСУ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОШЛАКОВЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Золошлаковые отходы являются одними из самых распространенных отходов современной цивилизации, представляют собой ценное минеральное сырье, которое можно использовать в строительстве, сооружении дорог, сельском хозяйстве. В числе причин низкой степени утилизации золошлаковых отходов в нашей стране называются следующие: различный химический и фазовый состав углей в разных месторождениях; неодинаковые условия сжигания угля на разных ТЭЦ; сложность решения вопросов погрузки и транспортировки отходов к местам их утилизации. Исследования по изучению возможности извлечения золота из зол начались сравнительно недавно. В 1998 г. в литературе появилось несколько сообщений о принципиальной возможности извлечения золота из зол и золошлаковых отвалов [1-3].

Целью данных исследований - извлечение благородных металлов при переработке золошлаковых материалов.

Объектом исследования явились золошлаковые отходы ГРЭС Дальневосточного региона. Основным компонентом золы является шлак черного, серого реже беловато-серого цвета, пористой, пемзовой, ноздреватой и плотной текстуры; в виде обломков размером 0,01 – 3,00 мм.

Исследования выполняли на стандартном лабораторном оборудовании (флотомашины ФМ-1М, ФМ-2М, концентрационный стол СКО-05, центробежный концентратор Knelson-3.5, мокрый магнитный сепаратор ЭБМ 32/20). Аналитические исследования исходного минерального сырья и продуктов обогащения выполнялись с использованием атомно-абсорбционного спектрофотометра ААС-6200, рентгенофлуоресцентного анализатора Mobilab X-50, анализатора общего органического углерода ТОС-V), рентгеновского дифрактометра Miniflex 11, сканирующего электронного микроскопа LEO EVO 40 HV с энергодисперсионным детектором INCA Energy 350 и др.

Результаты аналитических исследований показывают неравномерность распределения благородных металлов в золах ГРЭС. Содержание золота в исследованных исходных пробах золы в пределах 0,015-1,76 г/т. Отмечается повышенное содержание золота в продуктах магнитной фракции – от 0,14 до 0,546 г/т. По результатам ситового анализа материала соотношение классов крупности в пробе следующее: +2 мм - 2,1%, - 2,0 + 0,5 – 15,56%, - 0,5 + 0,2 – 30,72%, - 0,2 + 0,071-41,52%, -0,071 – 10,11%. Распределение золота по классам крупности: +2 мм – 41,99%, - 2,0 + 0,5 – 3,11%, - 0,5 + 0,2 – 6,15%, - 0,2 + 0,071-8,31%, -0,071 – 40,44%.

При электронно-микроскопическом исследовании обнаружено золото в составе

природного соединения с серебром, с примесью меди. Зерна удлинённой неправильной формы, величиной около 2 мкм. Отмечаются микронные зёрна самородного золота сложного техногенного сплава в составе аргентита; в сростках с алюмосиликатами. Комковатое (агломерированное) зерно золота крупностью 2,5-3 мкм с примесью серебра, железа, меди, молибдена.

Для выполнения технологических исследований исходная навеска массой подвергалась магнитной сепарации. Немагнитная фракция поступала на флотацию по нескольким режимам с использованием следующих реагентов: по первому режиму -  $\text{CuSO}_4$ , триэталомин, Т-66; по второму режиму -  $\text{CuSO}_4$ , эмульсия (ксантогенат+керосин), бутиловый ксантогенат, Т-66; по третьему режиму - раствор йода,  $\text{CuSO}_4$ , триэталомин, Т-66; по четвертому режиму - угольная пыль; нефть; керосин,  $\text{CuSO}_4$ , бутиловый ксантогенат; керосин, Т-66; по пятому режиму -  $\text{H}_2\text{SO}_4$ ;  $\text{D}_2\text{ФКГ}$ ; сосновое масло;  $\text{H}_2\text{SO}_4$ ; эмульсия [ксантогенат + керосин]; Т-80. По результатам анализа флотационных концентратов выявлен наиболее оптимальный технологический режим извлечения золота из золошлакового материала на основе агломерационной флотации с использованием угольной пыли; нефти; керосина,  $\text{CuSO}_4$ , бутиловый ксантогенат; керосин, Т- 66.

*Список использованных источников*

1. С.Б.Леонов, К.Ф.Федотов, А.Е.Сенченко «Промышленная добыча золота из золошлаковых отходов тепловых электростанций», Горный журнал, №5, 1998г,стр.67-68.
2. Янчев В.К. Гидрохимические особенности использования золошлаков тепловых электростанций // Проблемы сбора, переработки и утилизации отходов: Сб. научн. статей. – Одесса: ОЦ-НТЭИ, 2000. – С.233-235.
3. Черепанов А.А. Благородные металлы в золошлаковых отходах дальневосточных ТЭЦ// Тихоокеанская геология, 2008. Т. 27.- № 2 .- С.16 - 28.

***И.Н. Манака***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Южно-Российский Государственный Технический Университет (Новочеркасский Политехнический Институт)», г. Новочеркасск, Россия, manaka.ivan@mail.ru

**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК МАГНИТНЫХ СИСТЕМ  
В УЛАВЛИВАТЕЛЯХ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО СКРАПА ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦ**

Важным параметром при проектировании магнитных систем из магнитов Nd-Fe-B, является выбор оптимального полюсного шага. Для магнитного улавливателя (МУ) металлического скрапа из разгрузки МШР 3200×3100, расчет оптимального полюсного шага производился по методике, изложенной в работах Сочнева А.Я., Деркача В.Г. Установлено, что шаг полюсов возрастает с увеличением крупности извлекаемых частиц, а его величина для класса от 0-5 мм до 0-25 мм составляет 0,26-0,35 м.

Однако формула не учитывает геометрические размеры магнитов и расстояния между ними при объединении магнитных систем.

Для уточнения полученных расчетных значений параметров магнитных систем была разработана и изготовлена лабораторная установка позволяющая закреплять, перемещать магниты и частицы относительно друг друга. По предложенной методике измерялась пондеромоторная сила притяжения металлических шаров различных диаметров к магнитным системам из пластин Nd-Fe-B размером 50\*50\*20 мм, с различным полюсным шагом.

Для магнитной системы экспериментом была определена область распределения магнитного поля по высоте рабочего зазора, что позволило проследить характер изменения магнитного поля действующего на магнитную частицу скрапа при различной компоновке пластин сплава Nd-Fe-B.

Значения силы притяжения металлических шаров различных диаметров к системе SNNS из постоянных магнитов, от величины воздушного зазора приведены на рис. 1.

Магнитная сила измерялась пондеромоторным методом в интервале расстояний от 10 до 40 мм с шагом 5 мм. Несовпадение графиков можно объяснить удалением центра масс.

По результатам измерений установлено, что на расстоянии 40 мм от поверхности магнитной системы удельная магнитная сила уменьшилась в 15-20 раз. Значительное уменьшение силы притяжения на расстоянии до 40 мм ограничивает зону сепарации материала в данном случае расстоянием до 30 мм. Для проверки полученных расчетных и экспериментальных данных по оптимальному устройству магнитных систем были выполнены расчеты с использованием современных программных комплексов ELCUT. При решении задач магнитостатики используется уравнение Пуассона для векторного магнитного потенциала  $A$  ( $B = \text{rot } A$ ,  $B$  - вектор магнитной индукции). В рассматриваемых задачах вектор индукции  $B$  всегда лежит в плоскости модели ( $xu$  или  $zr$ ), а вектор плотности стороннего тока  $j$  и векторный потенциал  $A$  перпендикулярны к ней. В программе ELCUT выполнен расчет моделей магнитных систем состоящих из пластин Nd-Fe-B размером 50\*50\*20 мм с различным полюсным шагом.

В результате было установлено, что:

- увеличение расстояния между магнитами приводит к выполаживанию кривых по линии индукции.

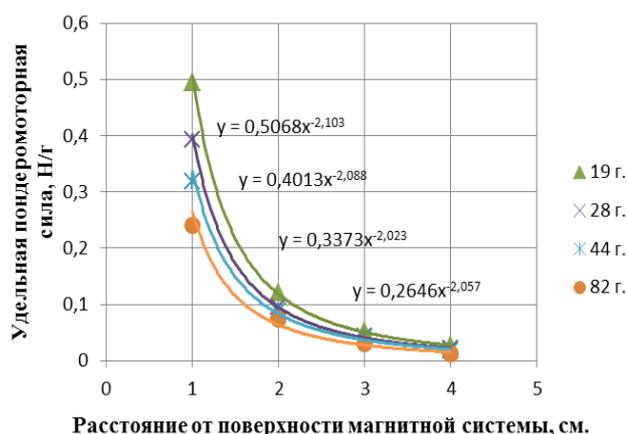


Рисунок 1. Изменение удельной пондеромоторной силы

- уменьшение расстояния между магнитами с направленными навстречу друг другу магнитными моментами ведет к росту напряженности магнитного поля, что может быть использовано для увеличения радиуса действия магнитной системы.

Результаты, полученные при моделировании магнитных систем в ELCUT, совпадают с исследованиями Килин В.И.

В целом анализ цветового представления магнитного поля и графических материалов, позволяет судить о работоспособности создаваемых магнитных систем. Расчет полюсного шага по методике Сочнева А.Я., Деркача В.Г. в случае расчета магнитных систем для вывода скрапа из разгрузки МШР 3200×3100 приводит к значительным погрешностям.

Экспериментально установлено, что достаточным расстоянием между магнитами в магнитной системе с чередующейся и не чередующейся магнитной полярностью находится в пределах  $1/2$  толщины магнита, при котором обеспечивается беспрепятственный магнитный транспорт извлеченных магнитных частиц по внутренней поверхности барабана к месту разгрузки.

*М.И. Муравьев, Н.В. Фомченко, Т.Ф. Кондратьева*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского Российской академии наук, г. Москва, Россия, maxmuravyov@gmail.com

## **ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА РАСТВОРОМ, ПОЛУЧЕННЫМ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АЦИДОФИЛЬНЫХ МИКРООРГАНИЗМОВ\***

Шлаки являются отходом пирометаллургических стадий извлечения цветных металлов из сульфидного сырья. В среднем при производстве 1 т меди образуется 2.2 т шлака, а годовое производство медеплавильных шлаков предприятий цветной металлургии в мире составляет около 25 млн. т. Отсутствие разработанной технологии, обеспечивающей высокое комплексное извлечение цветных металлов из шлаков и хвостов их обогащения, способствует накоплению этих отходов в растущих отвалах. На территории России находится около 550 млн. т шлаков и продуктов их переработки. Под их складирование выведены из землепользования значительные площади. Однако эти отходы могут явиться потенциальным источником для получения цветных металлов, содержание которых часто превышает содержание их в перерабатываемых рудах.

Ранее был предложен процесс двухстадийного бактериально-химического выщелачивания сульфидных концентратов золота, а также меди. На первой стадии проводи-

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке ОАО «Святогор» и гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых МК-288.2013.5.

лось выщелачивание металлов сульфатом трехвалентного железа, полученного с использованием микроорганизмов, при температуре 70°C. На второй стадии осуществлялась регенерация трехвалентного железа, окисление элементарной серы и доокисление сульфидов сообществами микроорганизмов. Представленный способ достаточно гибкий и может быть применен практически к любому сырью, содержащему цветные металлы в составе сульфидных минералов, в том числе и конвертерным шлакам медеплавильных заводов. Конвертерные шлаки медеплавильных заводов содержат до 50% железа преимущественно в составе магнетита и силиката (фаялита), а также силикаты других металлов (в частности цинка). Растворение силикатов в сернокислой среде может приводить к образованию силикатного геля, который затрудняет или делает невозможным дальнейшие операции разделения (фильтрация, отстаивание) твердой и жидкой фаз и выделения цветных металлов из жидкой фазы (жидкостная экстракция, химическое осаждение и др.). Поэтому процесс извлечения цветных металлов из шлаков цветной металлургии должен характеризоваться условиями, позволяющими перевести в раствор цветные металлы при минимальном растворении силикатной фазы.

Целью работы являлось изучение процессов выщелачивания цветных металлов медеплавильного конвертерного шлака и хвостов его обогащения культуральной жидкостью, содержащей сульфат трехвалентного железа, полученной при окислении сульфата двухвалентного железа сообществом ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов. Объектом исследований служили конвертерный медеплавильный шлак ОАО «Святогор» (Свердловская область, Россия) и хвосты его флотационного обогащения. Содержание в пробах класса –0.071 мм составляло 95%. В качестве инокулята для получения культуральной жидкости, содержащей трехвалентное железо для выщелачивания, использовали сообщество умеренно термофильных микроорганизмов, включающее *Sulfobacillus thermosulfidooxidans* ВКМ 1269<sup>T</sup>, а также пульпу из реакторов Олимпиадинской золотоизвлекательной фабрики.

Проба медеплавильного конвертерного шлака представлена минеральными видами: стекло (шлаковое вещество), ферриты цинка, борнит, дигенит, медь металлическая, делафосит, ковеллин. Приготовленный аншлиф, содержащий в себе куски конвертерного шлака более 1 мм, был изучен в отраженном свете. Часть зерен состояла из стекла, содержащего мелкие включения ферритов цинка, округлые включения борнита и делафосита. Металлическая медь и дигенит в таких зернах не встречались. В других зернах ферриты цинка и медные минералы имеют четкие границы и более крупные размеры, дигенит встречается редко. В площадном отношении: большая часть (60–70%) сростков была представлена борнитом, медь металлическая занимала 5–8% площади, остальное – дигенит и халькопирит в равном отношении. Ферриты цинка уступали в площадном отношении и по размерам выделений медным минералам. Химический состав (%): Fe – 42,7, Cu – 2,74, Zn – 2,49, S – 5,0, SiO<sub>2</sub> – 19,9.

Изучен минералогический состав хвостов флотации конвертерного шлака. По-

давящая часть продукта – стекло в тесном срастании с ферритами цинка. Медные минералы представлены борнитом (включения в стекле совместно с ферритами цинка размером 10–50 мкм), металлической медью (срастания со стеклом размером 10–15 мкм), халькопиритом (округлые включения в стекле, размером 5–25 мкм), дигенитом (включения в стекле размером 10 мкм). Химический состав (%): Fe – 43,3, Cu – 0,56, Zn – 4,74, S – 1,4, SiO<sub>2</sub> – 21,0. Изучен процесс выщелачивания хвостов флотации конвертерного шлака серноокислыми растворами, содержащими ионы трехвалентного железа. Исследовано влияние величины рН, плотности пульпы, температуры, начальной концентрации ионов трехвалентного железа и наличия в выщелачивающем растворе растворенного кислорода на динамику выщелачивания меди, цинка и железа.

Показано, что лучшим из исследуемых режимов являлось химическое выщелачивание при рН 1,5, при котором в раствор переходит наибольшее количество меди и цинка при относительно небольшом накоплении ионов железа. При этом наблюдается минимальное растворение фаялита и наименее интенсивное образование осадка ярозита. В опытах по изучению влияния плотности пульпы при 40°С показано, что ее увеличение с 10% до 30% приводило к снижению извлечения меди только в 1,25 раз (за 6 ч) и не влияло на извлечение цинка. В связи с тем, что с повышением плотности пульпы возрастает экономическая эффективность процесса, можно заключить, что 30% плотность пульпы является предпочтительной в исследуемом диапазоне. Установлено, что повышение концентрации ионов трехвалентного железа в выщелачивающем растворе ингибировало извлечение цинка и железа. Извлечение меди составило 21% за 30 мин выщелачивания при отсутствии в растворе трехвалентного железа, а при его исходной концентрации 5,3 г/л – 42,6% , в то время как извлечение цинка составило 25,4% и 13,6%, а извлечение железа – 25,1% и 9,3% соответственно. Показано, что наиболее эффективным является режим химического выщелачивания трехвалентным серноокислым железом при его начальной концентрации 15,7 г/л, характеризующийся более высоким извлечением меди в раствор – 52%.

Наибольшее влияние на кинетику выщелачивания меди и цинка оказывала температура. Так, повышение температуры процесса от 40°С до 70°С приводило к увеличению извлечения меди в 1,5 раза, цинка – в 2,3 раза за 1 ч процесса. В результате проведенных исследований определены лучшие технологические параметры процесса химического выщелачивания хвостов обогащения конвертерного шлака: плотность пульпы 30%, значение рН 1,5, температура 70°С, начальная концентрация ионов трехвалентного железа 15,7 г/л, отсутствие аэрации, продолжительность выщелачивания 1,5 ч. При этом достигалось извлечение меди и цинка в раствор 81,6 и 37,7% соответственно при относительно небольшом извлечении железа – 26,2%. Содержание металлов в выщелоченном осадке составило (%): Cu – 0,13, Zn – 3,69 и Fe – 39,9.

Исследовано химическое выщелачивание конвертерного шлака. Зависимость процесса от температуры, значения рН и концентрации ионов трехвалентного железа

в выщелачивающем растворе носили тот же характер, что и при выщелачивании хвостов шлака. Увеличение содержания твердой фазы в суспензии приводило к снижению извлечения меди в раствор. Однако разница между содержанием 5 и 10% была незначительна (около 5%), в то время как дальнейшее ее увеличение до 20, а особенно, до 30% резко снижало эффективность выщелачивания (извлечение меди снижалось примерно на 10 и 20% по сравнению с содержанием твердой фазы 10%). При этом при содержании твердой фазы больше 10% концентрация ионов железа в растворе становилась настолько высокой, что его регенерация была бы затруднительной, а концентрация ионов трехвалентного железа после регенерации – избыточной (выше 30 г/л). При этом концентрация меди в растворе составила 2,4 г/л, цинка – 1,0 г/л.

В результате проведенных исследований определены лучшие параметры процесса химического выщелачивания конвертерного шлака: плотность пульпы 10%, значение pH 1,5, температура 70°C, начальная концентрация ионов трехвалентного железа 15–20 г/л, отсутствие аэрации, продолжительность выщелачивания 2,0 ч. При этом достигалось извлечение меди и цинка в раствор 89,4 и 35,3% соответственно при относительно небольшом растворении силиката железа – 24,5%. Содержание меди в отвальном осадке после выщелачивания шлаков составило 0,36%, цинка – 2,01%, железа – 40,3%, что делает полученный продукт отвальным по содержанию цветных металлов, которые находятся в нем в труднорастворимой форме.

**Ю.А. Оськина\***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия, oskinaina@tpu.ru

## **ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ РЕНИЯ (VII) В МИНЕРАЛЬНОМ СЫРЬЕ МЕТОДОМ ВОЛЬТАМПЕРОМЕТРИИ\*\***

Рений, элемент с атомным номером 75, последний металл, обнаруженный в природных минералах, открыт в 1925 г. Металлы, открытые после него, получали искусственным путем. Он является редким и рассеянным элементом: весовой кларк рения очень низок, составляет всего  $1 \cdot 10^{-7}$  вес. %, что примерно в пять раз ниже содержания золота. Известно всего три минерала рения: рениит  $\text{ReS}_2$ , джезказганит  $\text{ReMoCu}_2\text{PbS}_8$  и таркианит  $(\text{Cu, Fe})(\text{Re, Mo})_4\text{S}_8$ , которые чрезвычайно редки в природе.

После организации первого промышленного производства рения в 1930г., спрос на этот металл и масштабы его производства неуклонно стремительно растут. По

---

\* Научный руководитель - профессор, д.х.н. Н.А. Колпакова

\*\* Работа выполнена в рамках государственного задания "Наука" № 5.4730.2011

оценкам геологической службы США подтвержденные мировые запасы рения на конец 2010 года составили 2,5 тыс. т. В настоящее время потребление рения составляет в среднем 50-60 т/г.

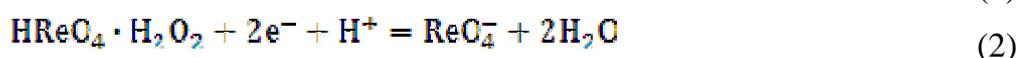
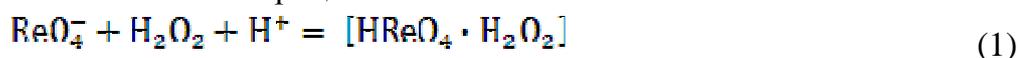
Рост авиакосмической индустрии в США и в ЕС, предстоящее ее развитие в Китае позволяет ожидать в перспективе существенное увеличение спроса на рений. Что касается России, то здесь планируется увеличить темпы и объемы его добычи.

Дефицит рения и его востребованность стимулирует создание и совершенствование методов его аналитического контроля. В современной аналитической практике для определения металла используют такие мощные методы, как атомно-эмиссионную спектроскопию с индуктивно связанной плазмой (АЭС-ИСП), масс-спектрометрию с индуктивно связанной плазмой (ИСП-МС), эффективные электрохимические методы. Однако прямое определение рения затруднено из-за низкого содержания и мешающего действия матричных компонентов. Поэтому применяют концентрирование из анализируемых растворов и отделение его от матрицы.

На базе ИНОЦ «Золото-платина» каф. ГРПИ, Института природных ресурсов НИ ТПУ г.Томск разработана новая методика вольтамперометрического определения количественного содержания рения в природных минералах и рудах, включающая в себя дистилляционный способ подготовки анализируемых проб.

Электрохимические реакции, приводящие к появлению каталитических токов, известны уже давно. Еще в тридцатых годах было установлено, что даже следы некоторых металлов резко снижают перенапряжение выделения водорода. В присутствии платиновых соединений этот эффект становится заметным даже при их концентрации порядка  $10^{-7}$  моль/л. Каталитические токи для определения очень малых концентраций рения впервые применил Гейровский.

В работе использовали вольтамперометрический анализатор, типа ТА-4 (НПП «Томьаналит», г. Томск) с трехэлектродной ячейкой. Рабочим электродом был ртутно-пленочный электрод (РПЭ); электродом сравнения и вспомогательным электродом служили насыщенные хлоридсеребряные электроды. Исследована каталитическая волна, образующаяся в кислых растворах соединений Re(VII) на фонах различных кислот (HCl, H<sub>3</sub>PO<sub>4</sub>, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, HClO<sub>4</sub>), содержащих H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>. При вольтамперометрических измерениях катодная волна в виде пика наблюдается в области потенциалов от 0,0 до 0,2 В. Мерой скорости реакции химического взаимодействия ReO<sub>4</sub><sup>-</sup> с пероксидом водорода является ток пика электрокаталитической реакции (1). Изучение зависимости тока каталитической волны от времени взаимодействия ReO<sub>4</sub><sup>-</sup> с пероксидом водорода позволяет предположить механизм процесса:



Электрохимической реакцией, дающей полезный аналитический сигнал в виде

катодного максимума, является реакция 2.

По каталитической волне водорода, образующейся в этой системе, предложено проводить определение малых количеств рения (VII) методом вольтамперометрии. Помимо рения в руде содержатся W, Mo, Fe, Cu, Ni, Ag, Au, Pt, и др. В связи с таким многообразием состава матриц анализируемых проб все методы определения рения (VII) предусматривают предварительное его выделение. На основании проведенных исследований влияния мешающих матричных компонентов в качестве подготовки пробы к определению был выбран метод дистилляционного отделения рения, основанный на летучести семиоксида рения из горячих высококипящих серных растворов.

Оценка правильности методики проводилась методом «введено-найдено». В мелкоистертую навеску пробы доломита Ca, Mg[CO<sub>3</sub>]<sub>2</sub> добавляли известную концентрацию стандарта рения, проводили все стадии химической пробоподготовки и вольтамперометрическим методом фиксировали полученные результаты (табл. 1).

Таблица 1

Результаты определения рения методом «введено-найдено»

Введено, С <sub>ReO<sub>4</sub><sup>-</sup></sub> , мг/кг	Найдено, С <sub>ReO<sub>4</sub><sup>-</sup></sub> , мг/кг	Sr,(t <sub>0,95</sub> ), n=5
0,2	0,208±0,031	0,011
0,5	0,511±0,052	0,019
2	1,900±0,050	0,018

*S<sub>r</sub>*,(t<sub>0,95</sub>) – среднеквадратичная ошибка средней арифметической величины

По разработанной методике проводилось определение рения в минеральном сырье Сибири и Дальнего Востока.

***Е.Г. Пакриева\****

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия

### **ОЦЕНКА ФАЗОВОГО СОСТАВА БИНАРНОГО ЭЛЕКТРОЛИТИЧЕСКОГО ОСАДКА СВИНЕЦ-РОДИЙ МЕТОДОМ ИНВЕРСИОННОЙ ВОЛЬТАМПЕРОМЕТРИИ\*\***

При определении родия методом инверсионной вольтамперометрии ионы Rh(III) легко восстанавливаются до металла, но не окисляются в области рабочих потенциалов графитового электрода. Определение ионов Rh(III) в этом случае осуществляют путем

\* Научный руководитель д.х.н., профессор Н.А. Колпакова

\*\* Работа выполнена в рамках г/б темы по проекту Т-4 «Комплексные исследования микробиологических и физических воздействий на свойства флотационных пульп» по заказу Министерства образования и науки РФ (рег. № 5.3647.2011).

электроосаждения родия совместно с не благородным металлом.

Целью данной работы было изучить процессы электроокисления бинарного электролитического осадка свинец-родий, полученного на поверхности графитового электрода в стадии предэлектролиза, методом инверсионной вольтамперометрии.

Все исследования в работе проводили с использованием вольтамперометрического анализатора ТА-4 (ООО «НПП «ТомьАналит», г. Томск) с трехэлектродной ячейкой. Индикаторным электродом служил импрегнированный полиэтиленом графитовый электрод (ГЭ); электродом сравнения и вспомогательным электродом – хлоридсеребряный (х.с.э.) электрод, заполненный насыщенным раствором КСl. В качестве фонового электролита использовался 1,0 М раствор HCl.

Электроосаждение бинарных электролитических осадков проводилось в течение 100 секунд из растворов, содержащих ионы свинца (II) и родия (III) при потенциале -1 В. Родий применялся в виде хлоридного комплекса  $[RhCl_6]^{3-}$ . Электроокисление осадков проводилось при линейном изменении потенциала ( $v=80$  мВ/с). Электрохимическую очистку поверхности электрода проводили в течении минуты при потенциале плюс 1 В в фоновом электролите. Перемешивание раствора в процессе электролиза осуществлялось автоматически путем вибрации рабочего электрода, что предусмотрено используемыми анализаторами.

**Результаты и их обсуждения.** Согласно фазовой диаграмме свинец-родий, свинец и родий образуют между собой пять интерметаллических соединений (ИМС) состава  $Rh_5Pb_7$ ,  $Rh_3Pb_2$ ,  $RhPb_4$ ,  $RhPb_2$ ,  $RhPb$ , что соответствует мольным долям родия 0,42; 0,6; 0,2; 0,33; 0,5.

Вольтамперные кривые электроокисления бинарного электролитического осадка свинец-родий с поверхности графитового электрода приведены на рис.1. Пик электроокисления чистого свинца с поверхности графитового электрода наблюдается при потенциале -0,55 В. При введении родия в раствор в отношении  $C_{Pb}:C_{Rh}=1000:1$ , фазовый пик свинца уменьшается и на вольтамперной кривой появляются два дополни-

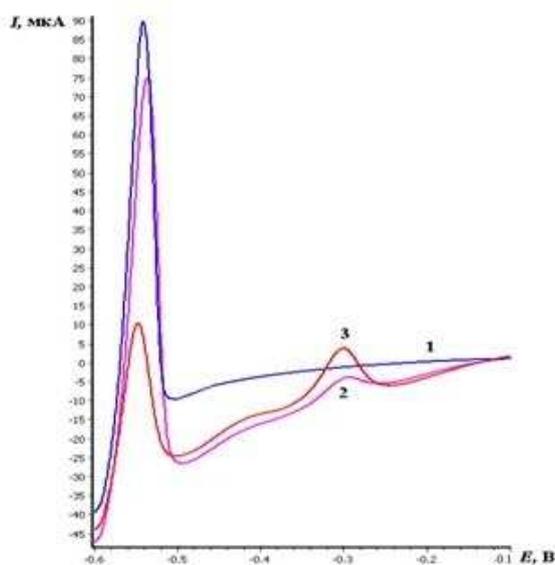


Рис. 1. Вольтамперные кривые электроокисления осадка Pb – Rh с поверхности графитового электрода. Условия опытов: фон (1 М HCl),  $E_0 = -1$  В;  $\tau_0 = 100$  с,  $W = 80$  мВ/с; 1)  $C_{Pb}^{2+} = 600$  мг/л; 2)  $C_{Rh}^{3+} = 0,3$  мг/л; 3)  $C_{Rh}^{3+} = 0,6$  мг/л.

тельных пика при потенциалах -0,44 и -0,3. Причем, величина тока дополнительного максимума при потенциале -0,3 В прямо пропорционально зависела от количества введенного родия, при этом ток фазового пика свинца уменьшался и полностью исчезал после третьей добавки родия.

Подобные пики в литературе не описаны. Было высказано предположение, что данный пик отвечает процессу селективного электроокисления таллия из ИМС с родием. На этот факт указывает то, что потенциал данного анодного пика не изменялся при изменении содержания родия в электролитическом осадке, что указывает на то, что фаза, из которой происходит селективное электроокисление таллия – это ИМС свинец-родий.

Для подтверждения данного предположения был произведен расчет смещения потенциала анодного пика свинца при образовании на электроде твердого раствора или ИМС по соотношению:

$$\Delta E_{na} = E_{na} - E_{na}^{cm} = \frac{RT}{zF} \ln X_i - \frac{(1 - X_i)^2}{zF} \varepsilon_{cm} \quad (1)$$

где  $E_{na}$  – потенциал анодного пика электроотрицательного компонента в чистой фазе;  $E_{na}^{cm}$  – потенциал анодного пика при его селективном электроокислении из сплава;  $\varepsilon_{cm}$  – интегральная теплота смешения компонентов при образовании твердого раствора или ИМС;  $X_i$  – мольная доля электроположительного компонента в сплаве.

Как известно, теплоты смешения при сплавообразовании равносильны образованию ковалентной связи между металлами. Рассчитать энергию связи двух металлов в кристаллической решетке можно с помощью корреляционного уравнения Полинга:

$$\varepsilon_{cm} = \frac{1}{2}(\varepsilon_{A-A} + \varepsilon_{B-B}) + 100(\chi_A - \chi_B)^2 - 6,5(\chi_A - \chi_B)^4 \quad (2)$$

где  $\varepsilon_{A-A}$ ,  $\varepsilon_{B-B}$  – энергия разрыва связи металл – металл,  $\chi_A$ ,  $\chi_B$  – электроотрицательности компонентов сплава.

В литературе отсутствуют данные по энергии связи Rh-Rh, поэтому энергия связи была рассчитана нами по теплоте сублимации родия.

Для расчета энергии смешения по уравнению 2 были использованы энергии разрыва связи металл – металл:  $\varepsilon_{Pb-Pb} = 100,1$  кДж/моль;  $\varepsilon_{Rh-Rh} = 99,802$  кДж/моль, и электроотрицательности металлов:  $\chi_{Rh} = 2,28$ ;  $\chi_{Pb} = 1,8$ . Подставив энергию смешения 144,46 кДж/моль в уравнение (1) были рассчитаны потенциалы максимумов для каждого ИМС системы Pb-Rh. Данные представлены в табл. 1.

По рассчитанным потенциалам смещения пика электроокисления свинца можно оценить потенциал дополнительного анодного пика и сделать вывод о том, какой фазовой структуре соответствует пик селективного электроокисления свинца из ИМС с родием.

Таблица 1

Сравнение рассчитанных и экспериментально определенных значений потенциалов пиков селективного электроокисления свинца из ИМС с родием

Потенциал анодного максимума индия, В ( $E_{\text{па(Pb)}} = -0.55$ В)	Состав ИМС				
	Rh <sub>5</sub> Pb <sub>7</sub> X <sub>Rh</sub> =0,42	Rh <sub>3</sub> Pb <sub>2</sub> X <sub>Rh</sub> =0,6	RhPb <sub>4</sub> X <sub>Rh</sub> =0,2	RhPb <sub>2</sub> X <sub>Rh</sub> =0,33	RhPb X <sub>Rh</sub> =0,5
E <sub>расч</sub>	-0,36	-0,46	-0,2	-0,3	-0,41
E <sub>эксп</sub>	-	-0,44	-	-0,3	-

Данные табл. 1 показывают, что наблюдаемые нами анодные пики при потенциалах -0,44 В и -0,3 В соответствуют селективному электроокислению свинца из ИМС с родием составов Rh<sub>3</sub>Pb<sub>2</sub> и RhPb<sub>2</sub> соответственно.

**А.Н. Пшенников, А.Ю. Чикин, Н.С. Войлошникова, С.В. Петров, Н.Е. Нехорошев<sup>1</sup>**

ОАО Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов («Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия; Lab1@irgiredmet.ru, Anchik53@mail.ru,

<sup>1</sup>ЗАО «Висмут» г. Москва, Россия; nen@vismut-geo.ru

## ТЕХНОЛОГИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТО-СУЛЬФИДНО-МАГНЕТИТОВОЙ РУДЫ

Перспективы развития отечественной минерально-сырьевой базы в настоящее время следует связывать с созданием эффективных технологий переработки сырья, предусматривающих его комплексное использование, включающих извлечение всех полезных минералов и металлов, как главных так и сопутствующих и утилизацию отходов.

Объектом исследования являлась композитная проба руды месторождения, расположенного в Забайкальском крае Российской Федерации.

Руда месторождения по вещественному составу относится к золото-сульфидно-магнетитовому типу. По суммарному количеству сульфидов руда является умеренно сульфидной. По степени окисления, рассчитанной по железу, руда относится к первичным рудам. Сульфидная минерализация представлена в основном пирротинном, пиритом, арсенопиритом. Особенностью руды является то, что промышленный интерес в ней представляют золото, железо и висмут. Железо в руде связано в основном с магнетитом. Массовая доля магнетита 65-67%. Преобладающий размер зерна минерала находится в интервале 0,02-0,2 мм

Висмут в руде присутствует в основном за счет висмутитина и самородного висмута. Размер основной массы висмутсодержащих минералов находится также в интервале 0,02-0,2 мм.

Золото самородное. По массе в руде преобладает мелкое и тонкое золото. Золо-

тая минерализация связана с сульфидами металлов. 93,5% золота в композитной пробе доступно сорбционному цианированию.

Изучение вещественного состава показало, что для разработки технологии переработки руды с целью наиболее полного, комплексного извлечения ценных компонентов целесообразно проведение исследований и испытаний процессов и технологических схем магнитной сепарации, гравитационного и флотационного обогащения, цианирования.

Результаты применения метода магнитной сепарации композитной пробы показали его эффективность для получения кондиционного железного концентрата. Немagnetная фракция обогащается по золоту и висмуту при извлечении 75-80% и 85% соответственно. При этом за счёт наличия сростков с магнетитом и пирротинном, значительная часть золота до 25% и висмута до 15% извлекается в магнитную фракцию. Данные выполненных исследований по гравитационному обогащению показали принципиальную возможность применения этого метода для извлечения золота и висмута из немагнитной фракции руды, крупностью 95% минус 0,074 мм.

Проведённые исследования по флотационному обогащению композитной пробы руды позволили получить извлечение золота в концентрат на уровне 82%, висмута 87%. Основные потери золота с хвостами флотации связаны с нахождением металла в сростках с порообразующими компонентами. Потери висмута определяются также наличием тонковкрапленных сростков висмута с магнетитом и порообразующими минералами не извлекаемых в предложенных флотационных режимах.

Выполнены исследования по флотационному обогащению магнитной и немагнитной фракций композитной пробы руды с целью изучения возможности выделения золота и висмута в соответствующие концентраты.

Сорбционное цианирование флотационных концентратов по способу «уголь в пульпе» показало возможность получения кеков фильтрации с товарным содержанием висмута. Элюаты после десорбции подвергались электролизу и плавке на слитки золота лигатурного. Магнитная сепарация на хвостах цианирования позволила получить магнитную фракцию с содержанием железа до 65%.

Товарной продукцией переработки руды по разработанной технологии являются слитки золота лигатурного –ТУ 117-2-7-75, висмутовый концентрат –ОСТ 48-33, железный концентрат с содержанием железа 65%(ТУ 14-9-301).

Для обеспечения экологической безопасности получаемых отходов и продуктов переработки разработана технология детоксикации, основанная на хлорировании с применением гипохлорита кальция. Разработанная технология обезвреживания хвостов переработки и дебалансных вод хвостохранилища позволяет получить хвосты соответствующие классу опасности 5.

***А.В. Рассказова, Т.Н. Александрова***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела  
Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Россия, annbot87@mail.ru

## **ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ БРИКЕТИРОВАНИЯ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ**

Получение топливных брикетов помогает решить проблемы потерь мелочи при транспортировке и погрузочно – разгрузочных операциях, дает возможность расширения рынков сбыта и оставляет в прошлом затратные перевозки пустой породы.

Топливные брикеты – продукт переработки углеродсодержащего сырья имеют более высокую добавленную стоимость по сравнению с рядовым углем, особенно учитывая применение некондиционных углеродсодержащих отходов и вторичного сырья.

Целью данной работы являлась оценка рентабельности проекта по производству топливных брикетов, состоящих из угольной мелочи, гидролизного технического лигнина и битума.

Сырьевая база для производства трехкомпонентных топливных брикетов состоит из углеродсодержащих отходов, которые необходимо подвергнуть утилизации.

Угольная промышленность России ежегодно вырабатывает миллионы тонн углей низкого качества (штыбов, отсевов), а также угольных шламов, которые имеют относительно низкую стоимость. Они менее востребованы, чем качественные угли и имеют теплоту сгорания, приемлемую для их использования в коммунальной энергетике.

Наполнитель топливного брикета – буроугольная мелочь (шламы, штыбы, отсевы) и отход гидролизной промышленности – технический гидролизный лигнин (ТГЛ); связующий компонент – нефтяной битум.

К настоящему времени на предприятиях накоплены многие миллионы тонн гидролизного лигнина, актуальна проблема их переработки и устранения негативного воздействия лигнинохранилищ на окружающую среду.

В целом, сырьевая база характеризуется доступностью и низкой стоимостью.

Принципиальная схема производства топливных брикетов включает сушку и классификацию твердых компонентов топливных брикетов – технического гидролизного лигнина и угля, механоактивацию лигнина, пневматическое обогащение угля, расплавление битума, дозирование и смешение компонентов, брикетирование полученной шихты в прессе, упаковку полученных топливных брикетов в мешки по 40 кг [1].

Инвестиционная привлекательность биотопливной отрасли (привлечение биотоплива - технического гидролизного лигнина для производства брикетов) имеет очевидные перспективы. Производство топливных брикетов – может демонстрировать

неплохую рентабельность [2].

Проведенные расчеты потребности в ресурсах на производственную программу, фонда оплаты труда, коммерческих и управленческих расходов и сметной стоимости проекта по производству топливных брикетов выявили низкую рентабельность производства брикетов с привлечением обогащенной угольной мелочи.

Данные по рыночной стоимости топливных брикетов свидетельствуют о необходимости снижения себестоимости производства за счет удаления блоков механоактивации лигнина, обогащения угля, снижения заработной платы и коммерческих расходов.

Оценка экономической эффективности работы углебрикетной фабрики с необогащенной угольной мелочью выявила, что сметная себестоимость товарной продукции единицы товарной продукции снизилась до конкурентоспособного значения 1,68-1,84 тыс. руб. /т при рыночной цене 2,8 – 3,5 тыс. руб. /т.

Проведен прогноз финансового плана на первый год деятельности. Чистая прибыль накопленным итогом за первый год деятельности составит 26, 232 млн. руб., проект окупится через 5 месяцев (точка безубыточности).

В данный проект требуется вложить 5,951 млн. руб.

Выводы. Экономический расчет выявил высокую прибыльность проекта брикетирования углеродсодержащих отходов. Проект быстрокупаемый. Для организации производства требуются относительно небольшие вложения - 5,951 млн. руб.

Экономический расчет выявил, что при пневматическом обогащении угольной мелочи себестоимость брикетов превышает среднюю рыночную. Однако, это справедливо для первого года работы брикетного производства.

В дальнейшем (второй и последующие годы) возможна модернизация технологических блоков, добавление в производственный цикл блоков обогащения угольной мелочи и механоактивации лигнина.

Эти меры позволят существенно повысить качество брикетов и расширить рынок потребителей, в том числе и за счет экспорта продукции.

#### *Список использованных источников*

1. Aleksandrova T. N., Rasskazova A. V., Prohorov K.V. Substantiation of the innovative technology of fuel briquettes production from the brown coal raw material in the Far East of the Russian Federation [Текст] / T. N. Aleksandrova, A. V. Rasskazova, K. V. Prohorov // VI International Brown Coal Mining Congress “Role and position of Brown Coal in the Global Power Industry of the 21-st Century” (Poland, Belchatow, 11-13 April 2011). – Poland, 2011. – Vol. 1, - p. 21 – 24.
2. М. А. Николаев Возможности получения эффективного брикетированного топлива на базе отходов сельского хозяйства и угольной промышленности // Academia. Архитектура и строительство. 2009. - № 5. - С. 395-397.

**Е.В. Скляр**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Южно-Российский Государственный Технический Университет (Новочеркасский Политехнический Институт)», г. Новочеркасск, Россия, sklyarov\_ev@mail.ru

## **ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ПРОЕКТИРОВАНИЯ РЕЗИНОМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ФУТЕРОВОК БАРАБАНА ШАРОВЫХ МЕЛЬНИЦ**

Повышение требований к качеству измельчения и надежности оборудования, обязывает обращать внимание не только на подбор используемых материалов, но и на совершенствование конструкции футеровочных плит шаровых мельниц, с целью улучшения технологических показателей процесса измельчения.

При эксплуатации шаровых мельниц, затраты на футеровку являются только малой частью себестоимости процесса измельчения в сравнении со стоимостью измельчающей среды, электроэнергии и объема перерабатываемого материала. Это означает, что сегодня более выгодно выбрать правильную конструкцию футеровки, обеспечивающую оптимальный помол, сбережение измельчающей среды и снижение энергопотребления, чем делать ставку только на стоимость футеровки.

На сегодняшний день в мельницах первой стадии применяется броневая футеровка, изготовленная из высокомарганцовистых сталей (110Г13Л) и износостойких чугунов. Недостатком металлической футеровки, является повышенный износ рабочих поверхностей, непосредственно контактирующих с шаровой загрузкой, так как взаимодействие слоя шаров с футеровкой при первоначальном контакте превышает уровень пластических деформаций. Жёсткое крепление футеровочных плит к барабану не позволяет в значительной степени использовать эффект конструкционного демпфирования. Вместе с тем, тыльные поверхности футеровки, не подверженные интенсивному износу, занимают полезный объём мельницы.

В мельницах второй стадии преимущественно стали применять резиновые футеровки типа «лифтер-плита». Недостатком такой футеровки является то, что на её рабочей поверхности футеровки всегда присутствуют участки, на которых имеет место первоначальный контакт шаровой загрузки с эластичным материалом футеровки (резиной). В мельницах первой стадии измельчения энергия взаимодействия шаровой загрузки с рабочими поверхностями футеровок выше прочности резины на раздир, что приводит к интенсивному изнашиванию и, как следствие, к снижению срока службы футеровки в целом. В этой связи представленная футеровка может эксплуатироваться только на мельницах второй и последующих стадий измельчения с диаметром шаров не более 80 мм.

Из монографии П.В. Малярова «Основы интенсификации процессов рудоподготовки» (Ростов-на-Дону, 2004) известно, что наиболее эффективной считается та фу-

теровка, которая способна остановить загрузку сразу после контакта с ней. При этом удар по рабочей поверхности должен осуществляться без проскальзывания, что обеспечивает повышенный срок службы футеровочных плит. Увлечение внешнего слоя шаров на круговые траектории без проскальзывания приводит к повышенному взаимодействию между слоями шаровой загрузки в зоне пяты, что в конечном итоге обеспечивает повышение производительности мельниц. Такой же принцип проектирования положен в основу конструкции резинометаллической футеровки (патент № 110294, 2011г). Эластичная подложка из резины обеспечивает увеличение времени соударения шаров с футеровкой.

При разработке резинометаллической футеровки необходимо в качестве управляющих параметров определять угол атаки загрузки по футеровке, который является функцией параметров механического режима работы мельницы:  $\phi$ -заполнение мельницы шарами в долях от полного объема и  $\psi$  – относительная частота вращения барабана в процентах от критической. Соотношение масс, размеров металлических вставок и эластичной демпфирующей подложки определяется из условия динамических характеристик движения загрузки, прочностных характеристик конструкционных материалов и измельчаемого материала.

### **Выводы**

Использование всех уникальных свойств конструкционных материалов дает резинометаллической футеровке значительное преимущество перед металлическими и резиновыми футеровками, с возможностью использования на мельницах первой стадии измельчения.

Резинометаллическая футеровка с рациональным профилем поперечного сечения, способная остановить шаровую загрузку после первоначального контакта в зоне пяты, обеспечивает полноценную измельчаемость в пространствах между футеровкой и мелющими телами.

***В.Ф.Скороходов, Р.М.Никитин***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия, skorohodov@goi.kolasc.net.ru, remnik@yandex.ru

## **ВЫЧИСЛИТЕЛЬНЫЙ ЭКСПЕРИМЕНТ НАД МОДЕЛЬЮ ГЕТЕРОГЕННОЙ СИСТЕМОЙ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ НЕФЕЛИНА**

Рост потребления сырьевых запасов с одновременным повышением требований к их качеству на фоне развития наукоемких производств инициирует развитие промышленных технологий и создание для их реализации новых видов обогатительного

оборудования. При усложнении конструктивных особенностей технологических переделов на ведущие позиции в технически и технологически ориентированных исследованиях процессов обогащения одним из методов становится математическое моделирование.

Данная работа является продолжением исследований в области создания приемов и методов CFD (Computational Fluid Dynamics) моделирования процессов флотационного разделения минеральных компонентов. При выполнении вычислительного эксперимента над моделью гетерогенной системы процесса флотации (ГСПФ) нефелина, выполнена оценка флотационных свойств компонентов питания флотации, позволяющая формулировать интегральные свойства узких флотационных фракций (псевдо фаз многоскоростного многофазного континуума) флотации для формулировки условий однозначности модели.

Геометрия модели ГСПФ, ограниченная контурами камеры, статора и импеллера флотационной машины ОК-38, разработана в соответствии с конструкторской документацией компании Outokumpu в программном приложении Gambit. Вычислительный эксперимент над моделью проведен в модуле Fluent программного комплекса ANSYS.

В рассматриваемой модели ГСПФ твердая фаза представлена множеством дисперсных псевдо фаз, физико-химические свойства которых определены в результате анализа пробы питания основной (обратной) нефелиновой флотации, отобранной в цикле производства нефелинового концентрата на ОАО «Апатит». Модель позволяет исследовать поля скоростей и концентрации твердых фаз ГСПФ внутри первой камеры пневмомеханической флотационной машины ОК-38 нефелинового цикла. Всего в производственном переделе участвует одновременно три последовательно установленных двухкамерных машины ОК-38. Характеристики входящих и исходящих потоков модели соответствуют данным технологической схемы основной нефелиновой флотации на АНОФ-2 ОАО «Апатит».

В качестве основы вычислительного блока модели принята Эйлерова модель многофазного потока, представляющая собой совокупность субстанциональных уравнений сохранения массы, импульса и энергии. Магистральной фазой модели является среда, обладающая физико-химическими свойствами водного раствора ПАВ малой концентрации со значениями рН в соответствии с регламентом реализуемой технологии получения нефелинового концентрата. Первой из вторичных псевдо фаз является дисперсная фаза, каждый элементарный объем которой обладает физическими свойствами пузырька воздуха. Отнесение каждой твердой частицы к какой-либо вторичной псевдо фазе модели зависит от значения величин физических и химических свойств этой частицы, определяющих ее положение в интервалах соответствующих статистических распределений [Тихонов О.Н., Теория сепарационных процессов. Учебное пособие. Ч.1. Технический университет. СПб, 2003.].

Первичные данные для формулировки условий однозначности CFD модели ГСПФ это данные о составе питания флотации, получаемые в результате гранулометрического, химического и минералогического анализов пробы. Необходимой составляющей этих данных является оценка раскрытия полезного минерала в классах крупности частиц. Таким образом, набор сведений о составе питания флотации состоит из  $i$  – классов крупности,  $j$  – минералов и  $k$  – сортов полезного минерала. При этом номер  $k$  равный единице соответствует полезному минералу с минимальным содержанием примесей в виде сростков («чистый минерал») и максимальный номер  $k$  соответствует полезному минералу с максимальным содержанием примесей («сопутствующий минерал»). Расчетные выходы классов крупности  $Y_{im}$  и массовое содержание твердых псевдо фаз позволили определить их объемные доли  $\beta_{vm}$  в потоке питания CFD модели ГСПФ, являющиеся параметрами субстанциональных уравнений гидродинамики.

Определение количества твердых псевдо фаз модели основано на том, что их представительство в вычислительном эксперименте должно отвечать уровню его ожидаемой достоверности, технической оснащенности и времени, отведенному на его проведение. Для постановки данного вычислительного эксперимента на основе распределения твердых фаз пробы питания определено девять псевдо фаз (узких флотационных фракций) в потоке питания модели ГСПФ, интегральные свойства которых отражают степень вхождения в них реальных минералов. Для каждой из девяти псевдо фаз рассчитаны эффективные плотности и массовые доли  $Al_2O_3$  и  $P_2O_5$ . Учитывая, что минералы, входящие в псевдо фазу модели, равновероятно формируют поверхности ее частиц, проведена оценка долей поверхности частиц каждой фазы, приходящихся на каждый фазообразующий минерал. Для каждой из фаз модели определены энергетические константы ионов, входящих в структуры кристаллических решеток минералов, содержащихся в пробе питания основной флотации нефелина. Флотационные свойства компонентов питания обратной нефелиновой флотации получены методом количественной оценки поверхностной энергии минеральных зерен по установленной связи между ее величиной и значениями энергии ионного взаимодействия в кристаллических решетках минералов. Такой подход основывается на геоэнергетической теории А.Е.Ферсмана [Ферсман А.Е., Геохимия. – М - Л: ОНТИ, Химтеорет., 1936.] и работах В.В.Зуева и др. [Зуев В.В., Поцелуева Л.Н., Гончаров Ю.Д., Кристаллоэнергетика как основа оценки свойств твердотельных материалов. – СПб, 2006.], посвященных кристаллоэнергетике и оценке свойств твердых материалов.

В результате вычислительного эксперимента получены поля скоростей ГСПФ в целом и каждой дисперсной фазы в отдельности. Данная информация позволяет выявить в объеме ГСПФ зоны гидродинамической активности, которые характеризуются образованием локальных турбулентных потоков, снижающих вероятность элементарных актов флотации, а также зоны, где гидродинамическая активность ГСПФ низ-

ка, что способствует образованию застойных областей с пониженной концентрацией газовой фазы. Тем самым формируется полная картина о расположении зон ГСПФ, в которых проявляются гидродинамические условия, в различной степени способствующие процессу флотации.

Получены индикаторные распределения твердых псевдо фаз, позволяющие оценить характер положения фазы в ГСПФ по сравнению с распределением той же фазы в питании процесса и выявить тенденцию заполнения фазой рабочего объема флотационной камеры. Получено средневзвешенное распределение концентраций твердых псевдо фаз. Центр распределения определен как усредненная объемная доля твердых псевдо фаз модели. Средневзвешенное распределение позволяет в ходе процесса флотации установить качественную и количественную прогнозные оценки формирования камерного и пенного продуктов.

Вычислительный эксперимент, проведенный над CFD моделью гетерогенной системой процесса основной (обратной) флотации нефелина, дает представление о гидродинамике системы, позволяет количественно оценить прогнозные технологические параметры флотации, выявляет закономерности распределения концентраций и скоростей компонентов ГСПФ.

Исследование ГСПФ с применением компьютерного CFD моделирования позволило получать информацию о ее функционировании. Такие данные достаточно информативны с точки зрения технологических показателей обогащения. ANSYS Fluent позволяет получать интегрально-дифференциальные оценки физических и статистических параметров псевдо фаз в любой области исследуемой системы в каждый момент времени, как в графическом, так и в числовом виде, интерпретируя их в термины выхода полезного продукта.

***Е.С. Слепцова, Б.В. Яковлев, А.И. Матвеев***

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Институт горного дела Севера им.Н.В.Черского, г. Якутск, Россия; slept@mail.ru

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОТСАДКИ**

Теоретические основы процесса отсадки заложены немецким ученым П. Риттингером (1867 г.). Принцип равнопадаемости, вытекающий из его теории, требовал разделения исходного сырья на узкие классы крупности, что усложняло технологию отсадки. В дальнейшем работы венгерского ученого Й. Финкея (1924 г.) и советского ученого П.В. Лященко (1935 г.) о падении частиц в стесненных условиях показали возможность обогащения материала в более широком диапазоне крупности. Новое теоретическое описание процесса отсадки связано с выдвинутой в 1950 г. Ф. Майером

потенциальной теорией отсадки, в которой рассматривается не перемещение отдельной частицы, а расслоение всей отсадочной постели, стремящейся к минимуму потенциальной энергии. Советские ученые Н.Н. Виноградов, Э.Э. Рафалес-Ламарка (в 1960-е годы) рассматривают отсадку как массовый процесс, в котором действуют не только строго детерминированные факторы, но и случайные. Исследования, посвященные кинетике гравитационных процессов, рассматриваемых как стохастические были проведены Е.А. Непомнящим, И.И. Блехманом и В.Я. Хайнманом, О.Н. Тихоновым, В.А. Огурцовым.

Согласно статистической теории процессы отсадки описываются уравнением Фоккера-Планка (для одномерной задачи):

$$\frac{\partial \omega(t, z)}{\partial t} = -\frac{\partial}{\partial z} [c(t, z)\omega(t, z)] + \frac{1}{2} \frac{\partial^2}{\partial z^2} [b(t, z)\omega(t, z)], \quad (1)$$

где  $\omega(t, z)$  – плотность распределения вероятности,  $\omega(t, z)dz$  – вероятность нахождения частицы в момент времени  $t$  в слое, ограниченном координатами  $z$  и  $z + dz$ ,  $c(t, z)$  – коэффициент обусловленный воздействием сил тяжести и сопротивления среды,  $b(t, z)$  – коэффициент макродиффузии, который является мерой неупорядоченности движения. Граничные условия в зависимости от задачи могут быть заданы в виде постоянной величины или потока частиц согласно закону Фика (например, условие отсутствия потока).

Основной трудностью при решении уравнения (1) является неизвестность коэффициентов  $c(t, z)$ ,  $b(t, z)$ .

В основу разработки модели предусматривается условие, при котором на частицу будет действовать два вида сил: стохастические, градиентные (так как, каждый момент времени рассматриваем как статистический ансамбль)  $F_{gr}$  и силы сопротивления, обусловленные соударением о частиц системы  $F_1$  и вязкой средой  $F_2$ . При этом сила сопротивления  $F_s = F_1 + F_2$ .

Силу сопротивления, возникающую вследствие соударений можно определить следующим образом. Усредненная тормозящая сила равна потере импульса. При каждом столкновении она полностью теряет направленную скорость. Приблизительно эта сила равна :

$$F_1 = -\frac{dp}{dt} = -m \frac{dv}{dt} \approx -m \frac{\bar{v}}{\tau}, \quad (2)$$

где  $\bar{v}$  – средняя скорость частиц,  $\tau$  – среднее время пробега частицы между столкновениями.

Эти средние значения скорости и времени можно найти из колебательных характеристик системы отсадки (циклы и частота), а именно, средняя скорость частиц равна средней скорости колебаний:

$$\bar{v} = a_0 \cdot \omega_0, \quad (3)$$

среднее время равно периоду колебаний:

$$\tau = \frac{2\pi}{\omega_0}. \quad (4)$$

Таким образом 
$$\vec{F}_1 \approx -\frac{m\omega_0}{2\pi} \vec{v}. \quad (5)$$

Силу сопротивления среды будем считать равной силе Стокса

$$\vec{F}_2 = -6\pi\eta r_0 \vec{v}, \quad (6)$$

где  $\eta$  – коэффициент вязкости среды.

Градиентная сила учитывает неоднородность одномерной системы и предусматривает наличие диффузионных процессов, определяемая уравнением Фоккера-Планка для свободного броуновского движения.

$$\frac{\partial n(t, \vec{r})}{\partial t} = \frac{k}{\alpha} \Delta n(t, \vec{r}) = D \Delta n(t, \vec{r}). \quad (7)$$

где  $D = \frac{k}{\alpha}$  коэффициент макродиффузии.

При движении частицы в гравитационном поле, при условии, что частица находится в окружении других частиц меньшей плотности уравнение Фоккера-Планка имеет вид:

$$\frac{\partial n(t, x)}{\partial t} - \frac{mg}{\alpha} \frac{\partial n(t, x)}{\partial x} - D \Delta n(t, x) = 0 \quad (8)$$

с начальными и граничными условиями:

$$n(0, x) = \delta(x - h), \quad (9)$$

$$\int_0^{\infty} n(t, x) dx = 1, \quad (10)$$

$$n(t, x) \Big|_{x \rightarrow +\infty} = 0, \quad (11)$$

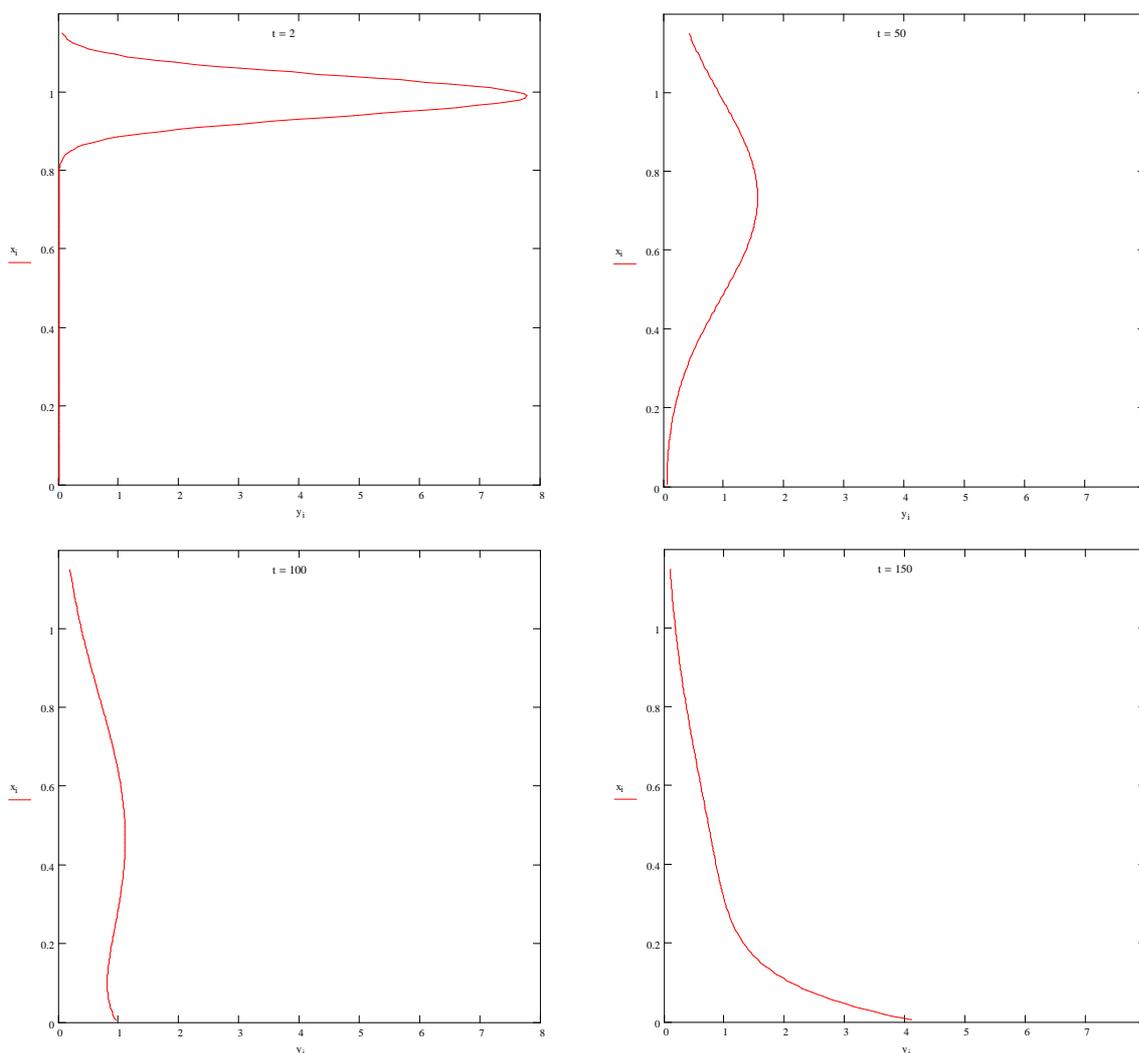
$$\frac{\partial n(t, x)}{\partial x} \Big|_{x \rightarrow +\infty} = 0, \quad (12)$$

$$\left( \frac{mg}{k} n(t, x) + \frac{\partial n(t, x)}{\partial x} \right) \Big|_{x=0} = 0. \quad (13)$$

Последнее соотношение (13) является условием отсутствия потока через нижнюю поверхность (рассматривается наличие непроницаемого дна). Решение поставленной задачи при принятых условиях имеет вид:

$$n(t, x) = \frac{1}{\sqrt{4\pi Dt}} \left( \exp\left(-\frac{(x-h)^2}{4Dt}\right) + \exp\left(-\frac{(x+h)^2}{4Dt}\right) \right) \exp\left(-\frac{(mg)^2 t}{4k\alpha} - \frac{mg(x-h)}{2k}\right) + \frac{mg}{k} \exp\left(-\frac{mgx}{k}\right) \frac{1}{\sqrt{4\pi Dt}} \int_{-\infty}^{\frac{mgt}{\alpha} - x - h} \exp\left(-\frac{\eta^2}{4Dt}\right) d\eta \quad (14)$$

На рис. 1 представлены графики зависимостей согласно (14) в различные моменты времени от начала до конца.



**Рис. 1. Распределение вероятности местонахождения частицы**

В последнем этапе кривая вероятности нахождения частицы преобразуется, как и ожидалось, в распределение Больцмана. Для множества тяжелых частиц, участвующих в отсадке с равномерным изначальным распределением частиц в объеме постели также получена аналогичная динамическая картина вероятности распределения.

**Н.Н. Смирнова, А.О. Ромашев, Н.В. Николаева**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭКВИВАЛЕНТНОГО УРАВНЕНИЯ ТЕПЛОПРОВОДНОСТИ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА СУШКИ МАТЕРИАЛА**

Завершающей стадией обогатительного передела является процесс сушки материала. Конечный продукт данной операции является исходным при металлургическом переделе, однако теоретическому и экспериментальному исследованию данной операции уделяется недостаточное внимание. Между тем изучение и математическое описание процессов происходящих внутри сушильного агрегата может позволить управлять, регулировать и уменьшить потери тепла в барабане.

В реальных условиях тепло, полученное от сушильного агента, расходуется на нагрев и испарение влаги, нагрев материала во время сушки и потери тепла в окружающую среду. Как правило, балансовые расчёты осуществляются с использованием уже известных эксплуатационных характеристик на входе и выходе по температурам материала, подаваемого в сушилку. Такой способ имеет очевидные минусы, прежде всего необходимость производить замеры для каждого конкретного случая. Однако для регулирования теплотерь необходимо иметь методы расчёта, позволяющие прогнозировать их в зависимости от режима сушки. В данной работе предпринята попытка предложить метод оценки теплового режима процесса сушки с использованием метода эквивалентного уравнения теплопроводности.

В зависимости от способа сушки будет наблюдаться разный характер движения начала отсчета, т.е. условий на входе газа в слой материала с начальной температурой. При прямоточной схеме сушки начало отсчета все время перемещается в противоположном направлении движения горячего газа со скоростью движения слоя материала для сушки. В отличие от прямоточной схемы сушки, для противоточной схемы граница входных условий перемещается в сторону уже прогретого слоя.

Из практики использования барабанных сушилок известно, что температура теплоносителя изменяется от  $t_{\text{вх}} = (870 \div 1370) \text{ }^\circ\text{K}$  на входе, до  $t_{\text{вых}} \approx 400 \text{ }^\circ\text{K}$  на выходе. Известно также, что в барабане происходит интенсивное перемешивание материала. Это позволяет рассматривать процесс, как одномерный. Кроме того при использовании высокотемпературного теплоносителя испарение протекает без резкого разделения на периоды и характеризуется напряжением объёма установки по влаге, определяющим потери на испарение. Так как температура газа значительно превышает температуру испарения влаги, а прогревом влаги по сравнению с теплом на испарение можно пренебречь, то в уравнение конвективного переноса тепла вводится постоянный отрица-

тельный источник тепла.

Класс задач в постановке с граничными условиями на движущейся границе представляет интерес для многих приложений [1]. В обычной системе координат для таких задач координата граничных условий перемещается в пространстве в общем случае с переменной скоростью, а переход в движущуюся систему осуществляется с помощью комбинации

$\xi = x + \int_0^{\tau} \omega d\tau$ ,  $\omega = f(\tau)$ . Для частного случая  $\omega = \text{const}$  координата движущейся системы отсчёта определяется по формуле  $\xi = x \pm \omega \tau$ .

Нестационарный теплообмен при одномерной фильтрации газа в гетерогенной среде в таких условиях описывается системой уравнений (1) – (8), включающей уравнение конвективного переноса для газообразной фазы с внутренними источниками тепла и дифференциальное уравнение теплопроводности для твердых тел простейшей формы (моделями могут быть шары, пластины, цилиндры).

Математическая формулировка задачи:

$$\frac{\partial t(x, \tau)}{\partial \tau} + u \frac{\partial t(x, \tau)}{\partial x} = \frac{\sigma q}{c_G \rho_G} - \frac{q_u}{c_G \rho_G}, \quad (1)$$

$$\frac{\partial T(x, y, \tau)}{\partial \tau} = a_{II} \left( \frac{\partial^2 T(x, y, \tau)}{\partial y^2} + \frac{\Gamma}{y} \frac{\partial T(x, y, \tau)}{\partial y} \right), \quad (2)$$

$$q = \lambda_{II} \left. \frac{\partial T(x, y, \tau)}{\partial y} \right|_{y=R}, \quad (3)$$

$$x + \omega \tau + \ell \geq (\omega + u)\tau, \quad t = T = T_n, \quad (4)$$

$$x = -(\omega \tau + \ell), \quad \tau > 0, \quad t = t_0, \quad T = T_n, \quad (5)$$

$$y = 0, \quad \tau > 0, \quad \frac{\partial T}{\partial y} = 0, \quad T \neq \infty, \quad (6)$$

На границе раздела сред - граничные условия I рода:  $\tau > 0, \quad x > -(\omega \tau + \ell), \quad T(x, R, \tau) = t(x, \tau),$  (7)

или III рода

да:  $\tau > 0, \quad x > -(\omega \tau + \ell), \quad \lambda_{II} \left. \frac{\partial T(x, y, \tau)}{\partial y} \right|_{y=R} = \alpha [t(x, \tau) - T(x, y, \tau)],$  (8)

В уравнении (2)  $\Gamma$  – постоянное число, значение которого зависит от выбора формы элементов гетерогенной среды. Если принять сферическую симметрию частиц твёрдой фазы, то для шара  $\Gamma = 2$  ( $y \equiv r$ ).

Для нахождения теплового потока  $q$  в уравнении (1) необходимо решить соответствующее форме элементов гетерогенной среды дифференциальное уравнение теплопроводности (2) с краевыми условиями первого или третьего рода. При этом применяется одно из конечных преобразований Фурье или Ханкеля [7].

При переходе к безразмерной форме и в новую систему отсчета, связанную с

движущейся границей  $\xi = x + \omega t + \ell$  и текущим временем  $\tau^* = \tau - \frac{\xi}{u + \omega}$  уравнение конвективного переноса тепла (1) с соответствующими условиями (4) – (5) примет вид:

$$\frac{\partial \theta}{\partial X} = -Q_0 + \sum_{n=1}^{\infty} P_n \frac{\partial}{\partial Fo^*} \int_0^{Fo^*} \theta(Fo_n^*) \exp[-\mu_n^2 (Fo^* - Fo_n^*)] dFo_n^*, \quad (9)$$

$$Fo^* \leq 0, \quad X > 0, \quad \theta = \vartheta = 0, \quad (10)$$

$$X = 0, \quad Fo^* > 0, \quad \theta = 1, \quad \vartheta = 0, \quad (11)$$

Использование классических решений [7] для теплового потока при произвольном изменении температуры поверхности твердой фазы сводит систему уравнений (1) – (8) к интегродифференциальному уравнению. В работах [2, 3] был предложен наиболее рациональный подход к решению этого уравнения с использованием асимптотического приближения. Показано, что взаимный теплообмен между жидкостью и твердой фазой можно описать дифференциальной аппроксимацией интеграла Дюамеля, описывающего нестационарную теплоотдачу от структурных элементов фильтрующей среды.

$$\frac{\partial}{\partial Fo_o^*} \int_0^{Fo_o^*} \theta(F_o^*) \exp[\mu_n^2 (F_o^* - F_o^*)] dF_o^* = \frac{1}{\mu_n^2} \frac{\partial \theta}{\partial F_o^*} - \frac{1}{\mu_n^4} \frac{\partial^2 \theta}{\partial F_o^{*2}} \quad (12)$$

В результате для описания процесса получено “эквивалентное уравнение теплопроводности”, включающее члены со второй производной по времени, аналитическое решение которого полностью совпадает с точными решениями [4 - 6] в аналогичной постановке.

Уравнение для изменения температуры газа примет вид:

$$\frac{\partial^2 \theta}{\partial Fo^{*2}} - \frac{A}{B} \frac{\partial \theta}{\partial Fo^*} - \frac{1}{B} \frac{\partial \theta}{\partial X} = \frac{Q_0}{B} \quad (13)$$

Поскольку оно имеет второй порядок, к имеющимся краевым условиям (10), (11) необходимо добавить еще одно - по времени:

$$F_o^* \rightarrow \infty, \quad X > 0, \quad \Theta = 1. \quad (14)$$

Здесь:  $A = \sum_{n=1}^{\infty} \frac{P_n}{\mu_n^2}$ ,  $B = \sum_{n=1}^{\infty} \frac{P_n}{\mu_n^4}$  Решение для безразмерной температуры газа

$$\theta = Q - \frac{1}{2} \left\{ \left( Q + \frac{Q_0}{A} Fo^* \right) \operatorname{erfc} F + \left( Q - \frac{Q_0}{A} Fo^* \right) e^{\frac{A}{B} Fo^*} \operatorname{erfc} S \right\} \quad (15)$$

Тем самым полученное уравнение позволяет прогнозировать потери тепла в сушильном барабане и в целом повысить эффективность сушильных операций..

#### Список использованных источников

1. Дядькин Ю. Д., Гендлер С. Г., Смирнова Н.Н. Геотермальная теплофизика. Санкт-Петербург, Наука, 1993. 256 с.
2. Смирнова Н.Н. Решение уравнений переноса тепла при фильтрации методом сведения к эквивалентному уравнению теплопроводности // Физическая гидродинамика и теплообмен: Сб науч. тр. Новосибирск, 1978. С. 61 – 68.

3. Смирнова Н.Н. Обоснование и развитие метода решения задач фильтрационного теплообмена. Горный информационно-аналитический бюллетень №1. М., изд. МГГУ, 2005.
4. Ромм Е. С. Об одном случае теплопереноса в трещиноватой горной породе // Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых Севера. Л., 1972. С. 92-96.
5. Романов В. А. , Смирнова Н. Н. Теплообмен при вынужденной конвекции в слабопроницаемой среде. Инж. - физ. журн. 1977, т. 33, № 2. С. 305-310.
6. Романов В. А. Нестационарный теплообмен в гетерогенной среде. Инж.- физ. журн. 1975. Т. 29, № 3. С. 522-526.
7. Карслоу Г., Егер Д. Теплопроводность твердых тел. М. Наука, 1964. 487 с.

***О.В. Суворова, Н.К. Манакова***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Россия; manakova@chemy.kolasc.net.ru

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КРЕМНЕЗЕМСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ КИСЛОТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ НЕФЕЛИНА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННОГО МАТЕРИАЛА С ПОВЫШЕННОЙ ПРОЧНОСТЬЮ**

При комплексной переработке апатит-нефелиновых руд на глинозем и другие материалы в качестве побочного продукта образуется большой объем кремнеземсодержащих отходов. Постановка исследований, результаты которых представлены в данной работе, обусловлена необходимостью утилизации данного техногенного образования. Одной из областей использования отходов может быть строительная отрасль, как наиболее материалоемкая.

Перспективным направлением применения аморфного кремнезема является получение теплоизоляционных материалов. Известно, что конструктивно-теплоизоляционные материалы на основе жидкого стекла представляют значительный интерес в условиях сложившегося дефицита цементного вяжущего, причем технология их получения проста и не предполагают больших материальных вложений. По своим физико-техническим показателям они сопоставимы с пеностеклом, но имеют меньшую себестоимость.

Ранее нами были проведены исследования по возможности получения гранулированного теплоизоляционного материала. Были определены оптимальные состав и условия получения зернистого материала. Технические характеристики гранулята: насыпная плотность 0.21-0.25 г/см<sup>3</sup>; средняя плотность 0.15-0.24 г/см<sup>3</sup>; объем межзерновых пустот 44%; пористость 85.8%; коэффициент теплопроводности в засыпке 0.075-0.08 Вт/м<sup>°С</sup>; водопоглощение 11.97%; прочность гранул 1.3-3 МПа; морозостойкость (потери массы после 15 циклов) 5 мас.%.

С использованием данного гранулированного материала получены композиционные материалы с техническими характеристиками: предел прочности при сжатии 4.7-

5.49 МПа, при изгибе 3.55-4.41 МПа, водопоглощение 36.3-36.7%. С целью улучшения технических свойств композиционных материалов проведены исследования по повышению прочности и снижению водопоглощения наполнителя из микрокремнезема.

Одним из путей увеличения прочности гранул без ухудшения других свойств, является оптимизация технологических режимов получения зернистого материала. С использованием аморфного кремнезема в количестве 55 мас.%, гидроксида натрия (в пересчете на  $\text{Na}_2\text{O}$ ) 36% и добавок готовили суспензию. В качестве модифицирующих добавок использовали апатито-нефелиновые отходы и золошлаковую смесь Апатитской ТЭЦ. Сырцовые гранулы после предварительной сушки подвергали двухступенчатой термообработке при температуре наибольшего вспучивания  $450^\circ\text{C}$  в течение 30 минут и при температуре  $800 - 900^\circ\text{C}$  в течение 1-5 минут. Для определения оптимального режима получения качественного продукта изучалась зависимость прочности гранул, вспученных при различных температурах от продолжительности обжига (рис.).

Исследования показали, что предварительная термообработка при температуре  $450^\circ\text{C}$  и кратковременный обжиг при температурах  $800^\circ\text{C}$ ,  $850^\circ\text{C}$ ,  $900^\circ\text{C}$  позволяет получить теплоизоляционный материал с прочностью гранул до 6 МПа. Вероятно, увеличение прочности достигается за счет создания на поверхности гранул тонкого оплавленного слоя. С помощью обжига на второй ступени при температуре  $900^\circ\text{C}$  в течение 1 минуты возможно получение гранулята с прочностью 5 МПа, дальнейшее увеличение времени выдержки приводит к снижению этого показателя в результате изменения структуры материала. При более низких температурах обжига гранул требуется увеличение времени термообработки для достижения повышенной прочности. Водопоглощение полученного материала составляет 5-6%, что в 2 раза меньше, чем у материала, изготовленного ранее.

Таким образом, проведенные исследования показали возможность получения из отходов кислотной переработки нефелина гранулированного теплоизоляционного материала с улучшенными техническими характеристиками. Полученный пористый материал можно рекомендовать для использования в качестве наполнителя для композиционных материалов.

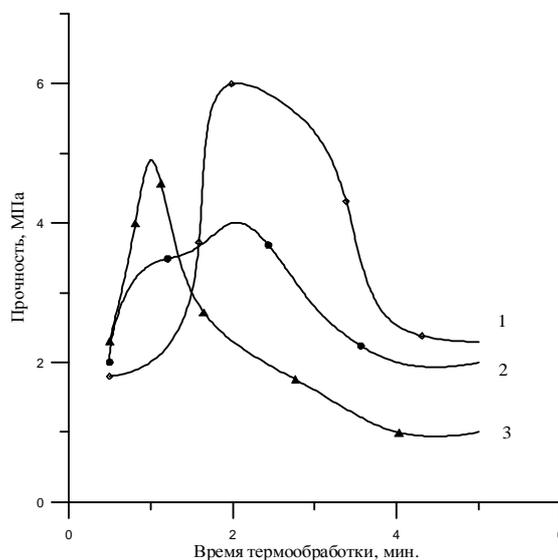


Рисунок - Зависимость прочности гранул от времени выдержки и температуры второй ступени:  
1 -  $800^\circ\text{C}$ ; 2 -  $850^\circ\text{C}$ ; 3 -  $900^\circ\text{C}$

**Г.П. Филатов, В.И. Курец, А.Ю. Юшков**

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия, ay-yushkov@mail.ru

## **ЭЛЕКТРОИМПУЛЬСНОЕ РАЗРУШЕНИЕ МНОГОЭЛЕМЕНТНЫХ КОМПОЗИТНЫХ ИЗДЕЛИЙ**

В различных областях промышленности получили широкое распространение сложные композитные изделия, составленные из материалов с разными физико-механическими характеристиками. К наиболее распространенным конструкциям относятся металлостеклянные и металлокерамические узлы приборов электронной техники, полупроводниковые сборки, интегральные микросхемы. При их изготовлении из-за несовершенства технологии не удается избежать брака, который при этом целесообразно перерабатывать с целью извлечения из них изделий и дорогостоящих металлов, пригодных к повторному использованию. Аналогичная задача возникает при моральном и физическом старении сложных изделий, составленных из множества элементов, содержащих дорогостоящие металлы. Однако это невозможно сделать без предварительного разрушения и дробления таких изделий с целью отделения металла от неметалла.

При создании композитных изделий осуществляют специальный подбор разнородных материалов. Как правило, они имеют одинаковый коэффициент теплового расширения. Этим удается снизить механические и температурные напряжения в местах их соединения и обеспечить высокие прочностные характеристики. Применение традиционных методов: химическое растворение, раздавливание механическими прессами, разрушение ударом в механических аппаратах оказывается не эффективно. Перспективным направлением решения этой задачи является применение импульсных электрических разрядов. В этом случае разрушение неметаллического каркаса, в котором размещены и зафиксированы металлические детали и элементы происходит не только прямым механическим действием ударных волн, но и за счет возникновения в изделиях периодических сил сжатия и растяжения. Так как частоты собственных колебаний различных материалов не одинаковы, то это приводит к отслаиванию изоляционной массы от металлических изделий сложной формы с большим числом труднодоступных полостей.

Для реализации электроимпульсного способа дробления использовалась экспериментальная высоковольтная установка, представленная на рис. 1. В качестве источника высоковольтных импульсов, использовался генератор Маркса, позволяющий формировать импульс с энергией около 1 кДж и напряжением до 300 кВ. дробления материала происходило в камере, состоящей из корпуса, в верхней части которого на траверсе закреплен высоковольтный электрод, а в нижней ее части расположен зазем-

ленный электрод-классификатор. Измельченный продукт поступает в бак готового продукта.

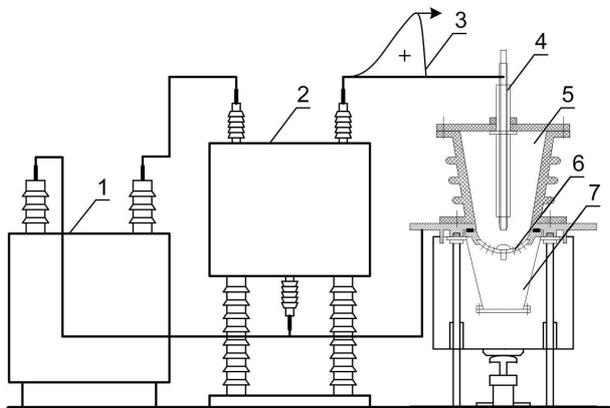


Рис. 1. Принципиальная схема установки:

1 – зарядное устройство; 2 – генератор импульсов; 3 – импульс напряжения; 4 – высоковольтный электрод; 5 – разрядная камера; 6 – электрод классификатор; 7 – бак-сборник

Объектом исследования являлись серийно выпускаемые микросхемы, часть из них производственный брак, другая физически и морально устаревшие изделия, третьи извлечены из списанных приборов и аппаратов. Ряд микросхем содержит алюминиевые теплоотводящие пластины.

Исследования проводились в два этапа. На первом этапе осуществлялся подбор наиболее эффективного разрушения микросхем электрическими импульсными разрядами. Для этого подготовили 10 проб микросхем весом по 1 кг. Каждая проба индивидуально загружалась в рабочую камеру, в которую предварительно была залита вода с удельным сопротивлением  $6 \cdot 10^3$  Ом·см. Затем от генератора импульсных напряжений на высоковольтный электрод подавали импульсы напряжения положительной полярности. В процессе исследований варьировали энергию импульса, величину межэлектродного промежутка и частоту посылки импульсов. После измельчения всей пробы и выключения установки производили выгрузку разрушенных микросхем из резервуара сборника и оценивали качество отделения металла от неметалла. Аналогичным способом измельчали и другие пробы.

Вторая часть исследований была посвящена измельчению микросхем общей массой до 30 кг, при этом параметры импульса выбирались с учетом результатов, достигнутых в предыдущей серии экспериментов. Данная часть исследований позволила уточнить и скорректировать режимы измельчения микросхем и окончательно определить энергетические характеристики электроимпульсной технологии разрушения микросхем.

На основании выполненных экспериментальных исследований, были определены наиболее эффективные условия разрушения микросхем: амплитуда импульса 270 кВ; емкость в разряде 0,025 мкФ; частота посылки импульса 7...8 Гц; межэлектродное расстояние 35...40 мм.

Установлено, что степень отделения металла от керамических и пластических материалов составляет 95 – 98%. Установлено, что при разрушении микросхем им-

пульсными разрядами часть металлических элементов и деталей, проходят через отверстие электрод-классификатора диаметром 5 мм не полностью очищенными от изоляции. Для их переработки необходимо использовать электрод-классификатор диаметром 3 мм.

В результате проделанной работы была экспериментально подтверждена целесообразность использования электроимпульсного метода для разрушения микросхем и извлечения из них драгоценных металлов, а также были определены оптимальные режимы работы установки.

***Е.Д. Шенета, Л.А. Саматова***

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук», г. Хабаровск, Россия; Elenashepeta56@mail.ru, samatova\_luiza@mail.ru

## **ОЦЕНКА ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ НАТРИЕВЫХ МЫЛ РАСТИТЕЛЬНЫХ МАСЕЛ**

Флотационный метод обогащения тонковкрапленных полезных ископаемых приобретает все большее значение в связи с вовлечением в переработку бедных, технологически сложных руд и необходимостью достижения полноты и комплексности извлечения ценных компонентов. Метод основан на использовании различий в природных или искусственно созданных свойствах минералов, и прежде всего, в смачиваемости минеральной поверхности. Гидрофобность поверхности может быть усилена с применением флотационных реагентов-собирателей, величина сорбции и прочность закрепления которых зависит от их химического состава и строения, структуры минерала, ионного состава жидкой фазы и других условий.

Для флотации шеелита при обогащении шеелит-сульфидных руд Приморских месторождений в качестве собирателя применяется олеат натрия Б-115. В работе рассмотрено влияние на эффективность извлечения шеелита разных образцов натриевых мыл: технических олеиновых кислот Б-14, Б-115, а также мыл, полученных на основе кориандрового, подсолнечного, рапсового масел.

Согласно литературным данным, собирательная способность ненасыщенных парафиновых кислот возрастает с увеличением количества двойных связей, но одновременно снижается селективность и усиливается пенообразующее действие [1]. Исходя из этого, рассмотрим содержание высших жирных кислот в исследуемых образцах и расположим их в ряду повышения собирательной способности и снижения селективности. Соотношение высших жирных кислот (полиненасыщенные кислоты: ненасыщенные с одной двойной связью: насыщенные кислоты) соответственно: техническая кислота Б-14 (18:70:12 %) < Б-115 (32:63,5:4,5 %); кориандровое масло

(0:32:11 %) < рапсовое (эруковое) масло (17:80:1,5 %) < подсолнечное масло (48,5:40:11,5 %).

Процесс омыления растительных масел по сравнению с технической олеиновой кислотой протекает более сложно, качество растворов натриевых мыл существенным образом зависит от температуры воды для растворения, времени и числа оборотов мешалки при кондиционировании со щелочью. В результате выполненных исследований уточнена методика приготовления натриевых мыл из растительных масел в лабораторных условиях. Разработана методика приготовления натриевого мыла из кориандрового масла в промышленных условиях и проведены промышленные испытания натриевого мыла из кориандрового масла на Приморской обогатительной фабрике (ПОФ).

Методика приготовления олеата натрия из растительных масел предусматривает разбавление растительного масла горячей водой ( $T = 80-85\text{ }^{\circ}\text{C}$ ), кондиционирование на водяной бане с повышенным расходом щелочи (на 33 % относительно стехиометрии) при температуре  $80-85\text{ }^{\circ}\text{C}$  в течение 1,5 часов. Для приготовления 5 %-ного раствора твердое пастообразное мыло разводилось горячей водой при перемешивании раствора 30 минут. Натриевое мыло кориандрового масла имеет меньшие значения критической концентрации мицеллообразования (ККМ), чем мыла ненасыщенных кислот с двумя, тремя двойными связями, и более склонно к мицеллообразованию при омылении.

Отмечено, что при омылении растительных масел эффективность процесса омыления и качество раствора улучшается, если перед омылением смешать масло с 5 %-ным раствором готового натриевого мыла. При этом уменьшается время омыления до 1 часа. Поэтому в промышленных условиях приготовление натриевого мыла из кориандрового масла протекало с 10 %-ной циркуляцией готового раствора. Температура раствора циркуляции составляла  $75-80\text{ }^{\circ}\text{C}$ , растительного масла  $60-65\text{ }^{\circ}\text{C}$ , воды  $80-85\text{ }^{\circ}\text{C}$ . В промышленных условиях скорость кондиционирования раствора оказала существенное влияние на качество конечного раствора собирателя: при омылении – 250 об/мин, при разбавлении до 5 %-ной концентрации – 180 об/мин.

Флотация кальциевых минералов в основном цикле протекает при высокой концентрации собирателя (350-400 мг/л) в пульпе, что обеспечивает высокий уровень извлечения шеелита (до 91-95 %) на всех образцах натриевых мыл. При этом наблюдается существенная разница в выходе черного концентрата, от 21-25 % (Б-115, мыло подсолнечного масла) до 12 % (мыло кориандрового масла). Повышенная собирательная способность натриевых мыл кислоты Б-115 и подсолнечного масла привела к повышению эффективности флотации кальцита, апатита и породообразующих минералов (пироксены, кварц), составляющих основную долю в массе черного концентрата.

Результаты замкнутых опытов показали, что при остаточной концентрации жидкого стекла в пропарке 3,0-3,2 % возможно получение кондиционных шеелитовых концентратов при флотации на натриевых мылах рапсового, кориандрового масел и

кислоты Б-14. Уровень извлечения шеелита в основном цикле составил 94,8-95,6 %, выход концентрата - 17-13 %. Существенная разница в извлечении шеелита на испытанных образцах наблюдалась в доводочном цикле: потери  $WO_3$  с хвостами доводки в ряду увеличения кориандр - Б-14 - рапс соответственно 3,80 % - 4,43 % - 5,70 %.

Известно, что в состав растительных масел входят триглицериды высших жирных кислот. В процессе омыления триглицеридов образуется глицерин и мыла высших жирных кислот по реакции:



Согласно стехиометрии, весовое соотношение глицерина и мыла в растворе 1:9,9.

Для уточнения влияния глицерина на собирательные свойства мыл растительных масел, изучено изменение свойств мыла технической кислоты Б-14 при введении глицерина в процесс омыления до подачи щелочи. Весовое соотношение глицерина и кислоты изменялось в интервале 1:20 до 1:1. Введение глицерина привело к росту выхода черного концентрата и росту потерь с отвальными хвостами. При максимальном соотношении (1:1) выход черного концентрата увеличился на 4,1 %, потери шеелита с отвальными хвостами на 1,9 %, в интервале расходов по стехиометрии соответственно 1,1 % и 0,35 %. В табл. представлены результаты промышленных испытаний на ПОФ мыл технических кислот и кориандрового масла.

Таблица

Сравнение показателей обогащения шеелитовой руды с применением натриевых мыл технических кислот и кориандрового масла в промышленных условиях

Натриевые мыла, интервал опробования	Показатели обогащения шеелита			
	Содержание, % руда - хв. отв. к-т	Черновой к-т выход, сод. - извл., %	Потери по продуктам, % хв. $WO_3$ - слив сгущ., хв. дов. - Спр.	Извлечение, %
Шеелит - сульфидная руда (содержание $CaCO_3$ - 4,2 %)				
<u>Б-14</u> май	0,89 - 0,10 53,2	7,9 10,5 - 93,21	5,76 - 3,30 1,15 - 1,03	88,76
Кориандр июнь-ноябрь	0,81 - 0,089 53,0	6,6 11,4 - 93,16	5,88 - 3,37 0,78 - 0,96	89,01
<u>Б-115</u> декабрь-апрель	0,88 - 0,11 52,5	10,0 8,25 - 93,72	5,11 - 3,50 2,69 - 1,17	87,53
Температура основной шеелитовой флотации: Б-14 - 34 °С, Б-115 - 37 °С, кориандр - 29 °С				
Шеелит-скарново-сульфидная руда (содержание $CaCO_3$ - 7,5 %)				
<u>Б-115</u> 3 суток	0,56 - 0,087 49,5	13,1-4,0 93,57	3,79 - 5,00 3,75 - 2,64	84,46
<u>Кориандр</u> 5 суток	0,59 - 0,091 51,4	8,9-6,1 92,42	5,09 - 5,52 2,33 - 2,48	84,58
Температура основной шеелитовой флотации Б-115 - 47 °С, кориандр – 37 °С. Расход собирателя составил 360-380 г/т				

Сравнивая флотационные свойства технических кислот Б-115 и Б-14, следует отметить, что кислота Б-14 предпочтительнее для обогащения шеелитовых руд.

Применение в качестве собирателя натриевого мыла кориандрового масла позволило в промышленных условиях, за счет уменьшения пенообразования в основной шеелитовой флотации, снизить температуру флотации на 8-10 °С. При этом качество черного концентрата по  $WO_3$  возросло на 2,1-3,4 %.

При обогащении шеелит-сульфидной руды получен прирост извлечения  $WO_3$  в кондиционный концентрат относительно олеиновых кислот Б-115 - 1,48 % , Б-14 - 0,25 %.

На труднообогатимой руде, с повышенным содержанием кальцита, получен экономический эффект за счет снижения расхода пара и расхода жидкого стекла в пропарку.

Таким образом, исследованиями установлено, что применение в качестве собирателя натриевого мыла кориандрового масла при обогащении шеелитовых руд обеспечивает снижение температуры основной шеелитовой флотации на 8-10 °С, снижение расхода жидкого стекла в пропарку, и для шеелит-сульфидных руд - прирост извлечения  $WO_3$ , относительно мыл технических кислот, в среднем составил 0,87 %.

*Список использованных источников:*

1. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы. М.: Изд. Дом МИСиС. 2011. 411 с.

***Бордунов В.В., Бордунов С.В.<sup>1</sup>, Жиганов А.Н.<sup>2</sup>, Кулага И.Г.<sup>3</sup>, Шамрин С.Д.<sup>4</sup>***

<sup>1</sup>ООО НВП «Эчтех», г. Томск,

<sup>2</sup>Северская государственная технологическая академия,

<sup>3</sup>ФГУ «22 ЦНИИ МО РФ», г. Мытищи, Московской области,

<sup>4</sup>ООО «Промсервис», г. Северск.

## **ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫЕ УСТАНОВКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУДНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ПОЛУЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ ТОНКОГО ЗОЛОТА**

Основная задача обогащения минерального сырья состоит в удалении из него «пустой» породы, сопутствующей ценным компонентам. Наиболее часто такой «пустой» породой является глина, содержание которой регламентируется даже для строительных песков. Для рудного золотосодержащего сырья, главным образом россыпей, глина является не просто «пустой» породой, а вредным компонентом, практически полностью блокирующим процессы гравитационного извлечения из сырья тонкого золота с крупностью частиц 50 мкм и менее. Однако именно такое золото составляет большую часть запасов золота в литосфере. Примером этого утверждения является гигантское месторождение золота «Сухой лог» в Иркутской области [1]. Глина спо-

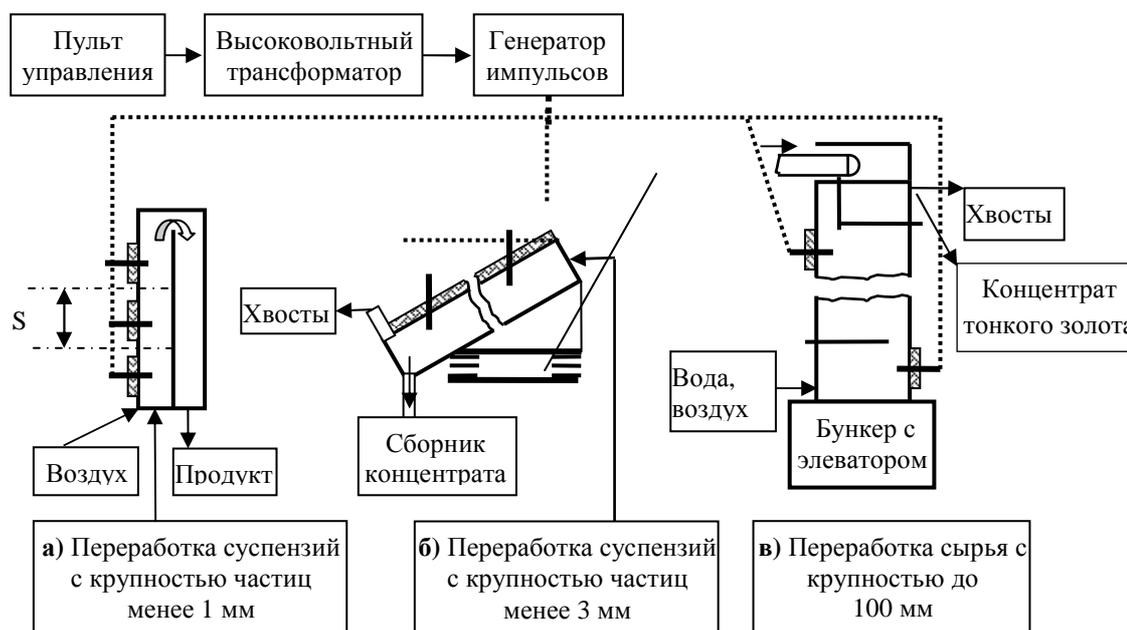


Рис. 1. Схематическое изображение реакторов для электровзрывной обработки рудного и не рудного минерального сырья.

собна образовывать на поверхности частиц тонкого золота плотные «рубашки» увеличивая объём частицы с резким уменьшением её плотности, снижая эффективность получения гравитационных концентратов золота и препятствуя доступу выщелачивающих растворов к частице золота. Основным методом удаления глины из минерального сырья – промывка. Но даже при расходе воды до  $30 \text{ м}^3/\text{т}$  сырья эффективность диспергирования глинистых агрегатов до микро- и ультра-микро-частиц промывкой низка.

Наиболее эффективно в водных суспензиях разрушают агломераты глин до размеров частиц менее 10 мкм ударные волны, создаваемые высоковольтными электрическими разрядами. Это обусловлено высокой энергией ударных волн, на порядки превышающей энергию связи между микроагрегатами глин. Испытания лабораторного стенда для удаления глин из геологических проб в экспедиции «Мартайга» (Тисуль, 1997г) показали, что скорость электровзрывного процесса, в сравнении со стандартным, меньше почти в 50 раз. Нами проведены конструкторско-технологические исследования по электровзрывной дезинтеграции минерального сырья электрическими разрядами с энергией до 120 Дж и напряжением до 30 кВ. В результате исследований разработано три типа электровзрывных установок, схематически показанных на рис.1.

Первый тип установок с производительностью по водной суспензии не менее  $90 \text{ м}^3/\text{ч}$ , при габаритах реактора 400 x 800 x 1200 мм, предназначен для диспергирования твёрдых частиц с размерами менее 1 мм без разделения частиц твёрдой фазы на

выходе из реактора. В результате испытаний установки производительностью до 90 м<sup>3</sup>/ч для активации известкового молока на Ачинском глинозёмном комбинате показано, что количество частиц с размером более 0,63 мм уменьшилось с 35% до 0,2-0,7%, а химическая активность суспензии увеличилась в 3 раза при расходе электроэнергии 0,055 кВт·ч/м<sup>3</sup> известкового молока [2]. Для расчёта такой конструкции, под наперёд заданную производительность по суспензии, необходимо получить информацию о степени диспергирования минералов сырья на лабораторном стенде. Далее определяются конструктивные параметры установки исходя из:

$$L = [(0,15Q/S) \cdot n \cdot \tau / 2] + 0,5\text{м} \quad (1)$$

Где:  $L$  – длина реактора в метрах,  $Q$  – расход суспензии в м<sup>3</sup>/с,  $S$  – сечение реактора в м<sup>2</sup>,  $n$  – число электродных ячеек,  $\tau$  – число разрядов в Гц. Свободный член уравнения 0,5м – высота входного патрубка. Ширина реактора определяется суммой удвоенного расстояния между фланцами с электродными ячейками и стенками внутренней полости с выходным патрубком, врезаемого во внутреннюю полость.

Второй тип установок для электровзрывной обработки водных суспензий с крупностью частиц твёрдой фазы до 5 мм был использован для обогащения золотосодержащих кор выветривания Ольховского месторождения (Красноярский край), которые содержали 80-92% глинистых компонентов. В результате переработки технологической партии сырья был получен концентрат золота с массой 11-18% от массы исходного сырья. Степень извлечения золота в концентрат составила около 97% [3]. Реактор установки изготавливается в виде трубы с установленными по образующей трубы сверху высоковольтными электродами. Заземлённым электродом является корпус трубы. Для расчёта реактора этого типа с разделением исходной суспензии на тонкую и крупнодисперсную суспензии на выходе из реактора предложено уравнение 2.

$$L = (0,15Q/S) \cdot (n-1) \cdot \tau + 1,5\text{м} \quad (2)$$

Где:  $L$  – длина реактора в метрах,  $Q$  – расход суспензии за 1 с в м<sup>3</sup>,  $S$  – сечение реактора в м<sup>2</sup>,  $n$  – число электродов,  $\tau$  – частота разрядов в Гц.

Третий тип установок был разработан для электровзрывной обработки сухого или влажного минерального сырья и крупностью частиц до 100 мм. Подача сырья в установку осуществляется транспортёром в приёмный бункер над установкой, а вода, при необходимости и азрированная подаётся в установку снизу вверх. Вывод тонкой суспензии осуществляется из верхней части установки, а тяжёлые крупные частицы выгружаются элеватором из донной части установки. Производительность этих установок составляет не менее 20 т/ч по исходному сырью при расходе электроэнергии до 1 кВт·ч/т. В опытной установке были обработаны заполнители бетона (щебень и песок), используемые в технологии производства бетона на ЗАО «Завод ЖБИ-12» (г. Новосибирск). Потери массы щебня и песка составили 4% и 25%, соответственно, а прочность бетона на активированных заполнителях бетона, по данным завода ЖБИ,

увеличилась на 40% [4]. Достоинством этого типа установок, кроме диспергирования твёрдой фазы, является возможность разделения исходного сырья по крупности и плотности частиц регулированием скорости восходящего потока воды. Тонкая суспензия на выходе из реактора в специальной камере разделяется ещё и по плотности. Частицы золота оседают, а тонкодисперсные частицы породы выносятся за пределы камеры в хвосты. Испытания реактора на хвостах Берикульской шахты (Кемеровская область) показали, что соотношение хвосты (в основном глина) : концентрат тонкого золота в камере : крупнодисперсные частицы породы = 5 : 2 : 3. Выход тонкого золота (крупность частиц 10-50 мкм) из сырья в концентрат составил около 95%. Производительность реактора определяется произведением площади поперечного сечения реактора на скорость восходящего потока воды и может варьироваться в достаточно широких пределах.

Заключение.

Публикаций об использовании электрического разряда в технике достаточно много. Мы по праву считаем, что одним из основоположников науки об использовании высоковольтного электрического разряда (ВЭР) в технике является А.А.Воробьев (ректор ТПИ в 1944-1970 гг). Однако, практически все публикации по использованию электрического разряда в технике относятся к разрядам с энергией 4-160 кДж, сравнимых с энергией взрыва промышленных ВВ массой 200 и более грамм. Это и накладывало ограничение на использование ВЭР в технике. Нами разработана технология с использованием ВЭР с энергией до 120 Дж, что позволило создать оборудование с толщиной стенок всего 3-4 мм. Снижение энергии в разряде нами скомпенсировано созданием в реакторе условий для вторичной объёмной кавитации, которая и диспергирует практически все материалы, откалывая с поверхности частиц сверх малые. Это принципиально важно, так как при электроискровом разряде с напряжением более 110 кВ пробивается весь объем минерала, раскалывая его. Таким образом, процесс измельчения можно прогнозировать как зависимость размера частиц от числа разрядов. Это проверено обработкой речного кварцевого песка с содержанием кварца 92% в электровзрывной установке. Разделение сырья, путём его диспергирования в ВЭР, позволило вынести из реактора (восходящим потоком воды), ранее не извлекаемое тонкое золото вместе с тонко измельчённой частью сопутствующей породы и в ламинарном режиме получить концентрат золота крупностью 10-50 мкм в камере осаждения за пределами реактора, а тонкие частицы породы отправить в хвосты, минуя камеру осаждения тонкого золота.

Список использованной литературы

1. Вуд Б.Л., Попов Н.П. Гигантское месторождение золота «Сухой Лог» (Сибирь). Геология и геофизика, 2006, т. 47, № 3, с. 315-341

2. Бордунов С.В., Макеев В.А., Шепелев И.И. Электровзрывная активация известкового молока. Цветные металлы, №2, 2008, с.65.
3. Бордунов В.В., Бордунов С.В., Макарычев Ю.И. Технология извлечения тонкого золота из глинистого рудного и техногенного сырья. Цветные металлы, №9, 2008, с.24.
4. Бордунов С.В., Кулага И.Г. Использование высоковольтного импульсного разряда для повышения прочности бетона. Промышленное и гражданское строительство, 4, 2012, с.58.

---

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>Пленарные лекции</b>	<b>3</b>
<i>Чубик П.С., Рихванов Л.П., Мазуров А.К., Коробейников А.Ф., Шварцев С.Л., Васильев Б.Д.</i> Вклад Томской геологической школы в становление и развитие геологической службы центральной Сибири	3
<i>Вайсберг Л.А., Каменева Е.Е.</i> Исследование физико-механических свойств строительных горных пород, влияющих на их дезинтеграцию и качество конечной товарной продукции	7
<i>Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Рогожин А.А.</i> Междисциплинарность технологической минералогии как основы эффективного освоения минерального сырья	12
<i>Козлов А.П., Толстых Н.Д.</i> Минералого-технологическая характеристика платинометалльного оруденения в дунитах Среднего Урала	15
<i>Дьяченко А.Н., Крайденко Р.И.</i> Химическое обогащение минерального сырья и хлоридная гидрометаллургия	18
<i>Рихванов Л.П.</i> О необходимости комплексной переработки титан-циркониевых песков месторождений Западной Сибири – потенциального источника редких металлов для развития ядерно-энергетического комплекса России	20
<i>Бектурганов Н.С.</i> Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья Казахстана	24
<i>Седельникова Г.В.</i> Автоклавное и бактериальное выщелачивание упорных золотосульфидных руд и концентратов. Состояние и перспективы применения в отечественной промышленности	28
<i>Бочаров В.А., Игнаткина В.А.</i> Инновационные тенденции технологических режимов глубокой переработки труднообогатимых колчеданных руд цветных металлов и их техногенных продуктов	33
<i>Литвиненко В.Г., Морозов А.А., Мязин В.П.</i> Совершенствование технологии переработки урановых руд Стрельцовской группы месторождений	39
<i>Юсупов Т.С.</i> Механохимия в процессах физического и химического обогащения минерального сырья	42
<i>Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Волкова Н.А., Орехова Н.Н.</i> Оценка технологических свойств природно-техногенных вод как основа для разработки перспективных технологий их комплексного использования	44
<i>Щипцов В.В., Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П., Хазов Р.А.</i> Комплексная оценка потенциала минерально-сырьевых ресурсов докембрийского щелочного магматизма Карелии	49
<i>Рубинштейн Ю.Б., Смирнов Ю.М.</i> Творческий путь и научное наследие профессора Классена В.И. (к 100-летию со дня рождения)	52

<i>Соложенкин П.М., Глембоцкая Т.В. Научное наследие профессора Глембоцкого В.А. (к 100-летию со дня рождения)</i>	<b>55</b>
<b><i>Секция «Технологическая минералогия. Дезинтеграция и рудоподготовка»</i></b>	<b>58</b>
<i>Сорокин А.П., Чантурия В.А., Рождествина В.И., Кузьминых В.М. Закономерности выявления перспективных участков благородного и редкометалльного оруденения бурогоугольных бассейнов Дальнего Востока</i>	<b>58</b>
<i>Корчевенков С.А., Александрова Т.Н. Мелкая платина в россыпных объектах и перспективы её извлечения</i>	<b>61</b>
<i>Лихачева С.В., Нерадовский Ю.Н. К вопросу о типизации сростков сульфидных минералов во вкрапленных рудах Печенги</i>	<b>64</b>
<i>Усманова Н.Ф., Брагин В.И., Жижяев А.М. Минеральные ассоциации золота и платины в золотоносных корах выветривания енисейского кряжа</i>	<b>67</b>
<i>Ракаев А.И., Нерадовский Ю.Н., Черноусенко Е.В., Алексеева С.А. Закономерности изменения минералого-технологических свойств забалансовых медно-никелевых руд в процессе сокращения крупности</i>	<b>70</b>
<i>Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Хабарова И.А. РФЭС-исследование изменения поверхности халькопирита и сфалерита в процессе электромагнитной импульсной обработки</i>	<b>72</b>
<i>Якушина О.А., Ожогина Е.Г., Хозяинов М.С. Методические основы рентгеновской микротомографии при проведении технологической оценки полезных ископаемых</i>	<b>74</b>
<i>Маляров П.В., Каплаухов К.Н., Манака И.Н., Миронова С.Н. Развитие технологии дезинтеграции минерального сырья в двухстадиальных секциях измельчения</i>	<b>77</b>
<i>Федотов П.К., Пыхалов А.А. Изучение энергоемкости процесса межчастичного разрушения руды</i>	<b>82</b>
<i>Каркешкина А.Ю., Курков А.В., Балакина И.Г. Проведение испытаний с обработкой параметров радиометрической сепарации мелкого класса урановых руд (-25+15 мм) на рудосортировочном комплексе РСМ-10</i>	<b>83</b>
<i>Соложенкин П.М., Нехорошев Н.Е., Карлусова К.М. Кластеры минералов металлов подгруппы мышьяка (Sb, Bi, As) менделеевской таблицы и их взаимодействие с собирателями по данным квантово-механическим представлениям</i>	<b>84</b>
<i>Соложенкин П.М., Карлусова К.М. Изучение передачи зарядов при связывании собирателей флотации с атомами кластеров минералов элементов платиновой группы (ЭПГ), содержащих As, Sb, Bi, Pb, Sn, по данным молекулярного моделирования</i>	<b>90</b>
<i>Леоненко Н.А. Физическая модель взаимодействия лазерного излучения с дисперсными минеральными средами при использовании непрерывного силового источника лазерного излучения</i>	<b>95</b>

<i>Федотов К.В., Тютюнин В.В.</i> Механизм сепарации минеральных частиц в центробежном поле	<b>98</b>
<i>Чебан Ю.А., Леоненко Н.А., Силютин И.В., Соболев А.А.</i> Исследование влияния параметров лазерного излучения на дезинтеграцию карбонатных пород	<b>100</b>
<i>Курец В.И.</i> Электроимпульсное дробление и измельчение материалов	<b>103</b>
<i>Курец В.И., Филатов Г.П., Юшков А.Ю.</i> Дробление кимберлита электроимпульсным способом	<b>106</b>
<i>Воронова О.В., Киенко Л.А., Саматова Л.А.</i> Повышение селективности флотации карбонатно-флюоритовых руд на основе применения ультразвуковой обработки пульпы	<b>109</b>
<i>Краснов Г.Д.</i> Влияние метода измельчения на технологические свойства руд	<b>112</b>
<i>Львов В.В.</i> Оценка измельчаемости руд в циклах рудоподготовки методом падающего груза	<b>114</b>
<i>Савватеев С.</i> К вопросу испытаний прочностных свойств горных пород	<b>117</b>
<i>Спирин Э.К., Миськевич Л.В.</i> Поведение рубидия и цезия при радиометрической сортировке руд редких металлов	<b>118</b>
<i>Мамонов С.В.</i> Влияние ускорения просеивающей поверхности на технологические показатели тонкого грохочения	<b>121</b>
<i>Азбель Ю.И., Бортников А.В., Дмитриев С.В., Кимберг Ю.М., Мезенин А.О., Самуков А.Д.</i> Технология предварительной концентрации апатитсодержащих сиенит-диоритовых руд	<b>123</b>
<i>Азбель Ю.И., Воронько В.И., Дмитриев С.В., Лупей С.А., Мезенин А.О.</i> Исследование технологических возможностей высокоградиентной магнитной сепарации при доводке черновых ильменитовых концентратов	<b>124</b>
<i>Панова С.М., Кряжов А.Н.</i> Определение золота в рудах с помощью алкил сульфидов	<b>125</b>
<i>Вайсберг Л.А., Иванов К.С.</i> О возможностях численной модели для оптимизации технологии грохочения и конструкций грохотов	<b>127</b>
<i>Вайсберг Л.А., Сафронов А.Н., Бортников А.В., Орлов С.Л.</i> Возможности и перспективы применения КИД-технологий для переработки рудного сырья	<b>128</b>
<i>Алгебраистова Н.К., Маркова А.С., Бурдакова Е.А., Мазурова Е.В.</i> Использование ультразвуковой обработки для повышения качества сульфидных концентратов	<b>129</b>
<i>Пелевин А.Е., Мушкетов А.А. (мл.)</i> Исследование измельчаемости титаномагнетитовой руды	<b>131</b>
<i>Ракаев А.И., Алексеева С.А., Черноусенко Е.В., Алексеева С.А.</i> Оптимизация цикла измельчения в условиях Ловозерского ГОКа	<b>133</b>
<i>Никитина Л.Г.</i> Перспективы развития технологий интенсивной гравитации	<b>135</b>

<i>Кусков В.Б., Кускова Я.В. Повышение эффективности гравитационного обогащения мелких частиц</i>	<i>140</i>
<i>Алгебраистова Н.К., Бурдакова Е.А., Макишанин А.В., Маркова А.С. Современные гравитационные аппараты для обогащения золото- и серебросодержащих руд</i>	<i>143</i>
<i>Алгебраистова Н.К., Развязная А.В., Теремова М.И., Королькова И.В. Исследование состояния поверхности сульфидов после бактериальной обработки</i>	<i>146</i>
<i>Алушкин И.В., Юшина Т.И., Рассулов В.А., Воронкин А.В. Исследование обогатимости техногенных кварц-полевошпатовых отвалов радиометрическими методами</i>	<i>149</i>
<i>Кунилова И.В., Немчинова Л.А. Применение инфракрасной спектроскопии для оценки состояния поверхности цинковых концентратов после различных видов физико-механической обработки</i>	<i>152</i>
<i>Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Коваленко Е.Г. Изменение технологических свойств алмазов в условиях переработки вторично измененных кимберлитов трубки Интернациональная</i>	<i>156</i>
<i>Щипцов В.В., Бубнова Т.П., Скамницкая Л.С., Никифоров А.Г. Оценка влияния метаморфогенно-метасоматических процессов на качество промышленных минералов (на примере проявления гранатовых руд «высота-181» Северной Карелии)</i>	<i>157</i>
<i>Скамницкая Л.С., Щипцов В.В., Бубнова Т.П. Интенсификация процессов очистки кварца с использованием направленных воздействий на примере жильного кварца месторождения Фенькина-Лампи (Центральная Карелия)</i>	<i>160</i>
<i>Анашкина Н.Е. Распределение структурных дефектов в алмазах трубки Снегурочка ААП</i>	<i>163</i>
<b><i>Секция «Флотация, гравитация, магнитная и электромагнитная сепарация»</i></b>	<i>166</i>
<i>Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Исследование сорбционных и флотационных свойств растительных экстрактов для селективного извлечения золотосодержащих сульфидов из упорных руд</i>	<i>166</i>
<i>Вигдергауз В.Е. Инновационные технологии флотации: перспективы расширения пределов крупности флотируемых частиц</i>	<i>169</i>
<i>Иванова Т.А., Чантурия В.А., Федотов К.В. Новые способы оценки эффективности реагентов-собирателей для флотации благородных металлов</i>	<i>172</i>
<i>Мазманян Г.А., Брагин В.И. Повышение извлечения металла из особо упорных золотосульфидных руд</i>	<i>174</i>
<i>Гершенков А.Ш., Евдокимова Г.А. Влияние биологического фактора на флотируемость кианита и его сохранность во флотационных отходах</i>	<i>179</i>

<i>Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А.</i> О сорбционных свойствах марганцевых руд Селезеньского месторождения	<b>182</b>
<i>Зимбовский И.Г., Иванова Т.А., Чантурия Е.Л., Федотов К.В.</i> О механизме действия 1-фенил-2,3-диметил-аминопиразолона-5 в процессе флотации халькопирита и активированного ионами меди сфалерита при обогащении медно-цинковых руд	<b>183</b>
<i>Александрова Т.Н., Бобракова А.А.</i> Исследование синергетического эффекта сульфгидрильных и аполярных собирателей на эффективность флотации молибденита	<b>185</b>
<i>Гетман В.В., Недосекина Т.В., Ганчич А.О., Федотов К.В.</i> Влияние новых реагентов-собирателей, селективных к благородным металлам, на гидрофобные свойства сульфидных минералов	<b>188</b>
<i>Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., Глухова Н.И., Кунилова И.В.</i> О взаимодействии бутилового ксантогената и аероphine 3418a с пирротином при флотации сульфидного платино-медно-никелевого сырья	<b>191</b>
<i>Карачаров А.А., Лихацкий М.Н., Михлин Ю.Л.</i> Изучение влияния субмикронных частиц на свойства поверхности сульфидных минералов применительно к условиям флотации	<b>194</b>
<i>Киенко Л.А., Воронова О.В.</i> Влияние дисперсной однородности сырья на показатели флотации при обогащении флюоритовых руд Приморья	<b>197</b>
<i>Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Хачатрян Л.С.</i> К вопросу разработки селективных реагентных режимов флотации труднообогатимых сульфидных руд	<b>199</b>
<i>Игнаткина В.А., Дьячков Ф.Г.</i> Использование дитиофосфинатов в качестве селективных сульфгидрильных собирателей при флотации колчеданных руд цветных металлов	<b>202</b>
<i>Кондратьева А.А., Брагин В.И.</i> Использование бинарных реагентов	<b>203</b>
<i>Колташев Д.В., Насртдинова Т.Ю., Радушев А.В.</i> Шламовая флотация сильвинитовых руд	<b>207</b>
<i>Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Мухамедилова А.М.</i> Влияние модифицированных флотореагентов на селекцию медно-молибденового концентрата	<b>209</b>
<i>Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Ержанова Ж.А.</i> Изучение влияния новых наноактиваторов на флотируемость сфалерита	<b>211</b>
<i>Зимин А.В., Немчинова Л.А., Шадрюнова И.В.</i> Интенсификация процесса селективной флотации медно-цинковых руд на основе физико-механических воздействий	<b>214</b>
<i>Томская Е.С., Рязанцева М.В., Чантурия Е.Л.</i> К вопросу о возможности использования электрохимической обработки амина для повышения эффективности флотационного обогащения железистых кварцитов	<b>217</b>

<i>Тропман Э.П., Тусупбаев Н.К., Абдикулова А.О., Муханова А.А., Ержанова Ж.А.</i> Влияние композиционного аэрофлота на показатели обогащения медной руды Жезказгана	<b>219</b>
<i>Лобанов В.Г., Набиуллин Ф.М., Начаров В.Б., Филонов Н.А., Замотин П.А.</i> Совершенствование схемы флотации березовской руды	<b>222</b>
<i>Богданович А.В., Васильев А.М., Алексеев М.П., Лепёхин В.М.</i> Центробежные сепараторы сегрегационного типа и особенности их использования при обогащении мелкозернистых руд и материалов	<b>223</b>
<i>Андронов Г.П., Захарова И.Б., Филимонова Н.М.</i> Технология получения тонкодисперсного апатитового концентрата	<b>225</b>
<i>Айбек Х., Нямгэрэл Д., Энхболд П.</i> Исследование влияния собирателя окисленных минералов меди при флотации медно-молибденовой руды месторождения Эрдэнэтийн ОВОО	<b>228</b>
<i>Попова Е.В., Авербух А.В., Стихина М.И., Нечунаев А.А.</i> Разработка технологии обогащения труднообогатимых медно-цинковых руд Урала	<b>231</b>
<i>Порывай Е.Б.</i> Расчет показателей обогащения при помощи аппарата нечетких множеств	<b>232</b>
<i>Кондратьев С.А.</i> Метод повышения селективности извлечения полезного компонента	<b>237</b>
<i>Кондратьев С.А.</i> Синергетический эффект от применения сочетания флотационных реагентов-собирателей	<b>240</b>
<i>Юсупов Т.С., Шумская Л.Г., Казанцева Л.К.</i> Влияние механической активации цеолитсодержащих пород на последующее термоактивированное порообразование проб	<b>243</b>
<i>Хохуля М.С., Конторина Т.А., Сытник М.В.</i> Интенсификация процесса сегрегационного разделения тонких фракций рудных минералов гидравлической сепарацией	<b>246</b>
<i>Тусупбаев Н.К., Абдикулова А.О., Ержанова Ж.А., Сулаквелидзе Н.В., Арабаев Р.А.</i> Новый вспениватель для интенсификации флотационного обогащения золотосодержащих руд	<b>249</b>
<i>Двойченкова Г.П., Махрачев А.Ф., Островская Г.Х.</i> Промышленная апробация модифицированных водонефтяных эмульсий в схемах пенной сепарации алмазосодержащего сырья с оценкой эффективности полученных результатов в условиях ОФ№3 МГОКа и ОФ№12 УГОКа	<b>251</b>
<i>Саматова Л.А., Шенета Е.Д.</i> Сравнительная оценка эффективности образцов аэрофлота для флотации сульфидов при обогащении шеелит-сульфидных руд	<b>253</b>

<i>Панина А.А., Цыплаков Д.С., Корнилов А.В., Пермьяков Е.Н.</i> Активированные дисперсные минеральные наполнители и сырьевые смеси для портланд-цемента	255
<i>Опалев А.С., Бирюков В.В., Щербаков А.В.</i> Стадиальное выделение магнетитового концентрата при обогащении железистых кварцитов на ОАО «ОЛКОН»	258
<i>Ростовцев В.И.</i> Влияние радиационно-термической обработки на магнитные свойства железосодержащих сульфидных минералов	261
<i>Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Островская Г.Х.</i> Промышленная апробация водоземulsionной технологии отмывки алмазосодержащих концентратов от жировой мази и мазута с оценкой эффективности полученных результатов в условиях схем доводки ОФ№3 МГОКа и ОФ№8 АГОКа	265
<b>Секция «Химические методы обогащения и комплексная переработка минерального сырья»</b>	<b>266</b>
<i>Вишняков А.К., Лыгина Т.З., Шакирзянова Д.Р., Козленева Л.П.</i> Задачи комплексной переработки калийно-магниевых солей РФ	266
<i>Доржиева А.Г., Литвиненко В.Г.</i> Влияние кремниевых кислот на процесс извлечения урана из рудных пульп анионообменными смолами	269
<i>Баранов В.В., Мязин В.П.</i> Интенсификация извлечения золота из «упорных» флотоконцентратов с применением технологии бактериального окисления	272
<i>Крылова Л.Н., Вигандт К.А., Гусаков М.С., Адамов Э.В.</i> Преимущества бактериального выщелачивания упорных золотосодержащих сульфидных концентратов	274
<i>Мощанецкий П.В., Кондратьева Т.Ф., Пивоварова Т.А.</i> Окисление высокосернистых золотосодержащих концентратов ассоциацией ацидохемолитотрофных микроорганизмов с высокой скоростью окисления элементной серы	278
<i>Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Кондратьева Т.Ф.</i> Переработка сульфидных концентратов и промпродуктов, содержащих золото и цветные металлы, с применением биогидрометаллургии	281
<i>Миронова М.В., Лимберова В.В.</i> Исследование химического воздействия на поверхность минералов любавинского и балейско-тасеевского месторождений	284
<i>Хатькова А.Н., Размахнин К.К., Емельянов В.Н.</i> Технологические особенности химической переработки цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья	286
<i>Теут А.О., Куимов Д.В.</i> Кинетические характеристики процесса электрохлоринации упорных сульфидных руд	289
<i>Кантаев А.С., Досмаганбетов А.К.</i> Метод переработки ильменита	292

<i>Танекеева М.Ш., Абдыкирова Г.Ж., Тойланбай Г.И., Абишева А.Е., Муханова А.Т.</i> Изучение химического обогащения марганецсодержащих шламов	<b>296</b>
<i>Трушников Л.Н., Соколов В.В., Баковец В.В., Наумов Н.Г.</i> Вскрытие редкоземельных концентратов сплавлением с содой, извлечение и очистка оксидов РЗМ	<b>298</b>
<i>Римкевич В.С., Пушкин А.А., Гиренко И.В., Еранская Т.Ю.</i> Фторидный метод комплексной переработки кианитовых концентратов	<b>301</b>
<i>Курков А.В., Смирнов К.М., Пеганов В.А.</i> Современные технологические решения глубокой переработки руд	<b>304</b>
<i>Титков С.Н., Гуркова Т.М., Пантелеева Н.Н., Бондарева А.Ю., Конобеевских А.В.</i> Новые технологии обогащения калийных руд	<b>307</b>
<i>Белобородов В.И., Захарова И.Б., Андронов Г.П., Филимонова Н.М.</i> Вовлечение в переработку маложелезистых апатитсодержащих руд Ковдорского месторождения	<b>311</b>
<i>Лихникевич Е.Г., Петрова Н.В., Рогожин А.А., Ануфриева С.И., Лебедева Ю.И.</i> Гидрометаллургические технологии извлечения редких и редкоземельных элементов из редкометалльных месторождений Сибири	<b>314</b>
<i>Гак Т.Л., Тусунбаев Н.К., Абдикулова А.О.</i> Совершенствование технологии обогащения руд редких и редкоземельных металлов	<b>317</b>
<i>Локшин Э.П., Тареева О.А.</i> Извлечение редкоземельных металлов из экстракционной фосфорной кислоты	<b>318</b>
<i>Гришин Н.Н.</i> Газотранспортные реакции в обогащении	<b>321</b>
<i>Гайнутдинов Н.К., Хасанов Р.А.</i> Глубокая переработка в практике обогащения кварцевых песков	<b>325</b>
<i>Глумова А.А., Брагин В.И., Бакшеева И.И.</i> Комбинированные магнитно-флотационные схемы обогащения комплексных руд	<b>327</b>
<i>Матвеев И. А., Еремеева Н.Г.</i> Крутонаклонный концентратор	<b>330</b>
<i>Бикбаева Г. А.</i> Факторный анализ гальванокоагуляционного извлечения металлов из техногенных вод	<b>331</b>
<i>Комлев А.С.</i> Повышение эффективности контроля ценных компонентов в процессах комплексной переработки сырья	<b>332</b>
<i>Башлыкова Т.В., Аширбаева Е.А., Фищенко Ю.Ю., Пинясов М.В.</i> Бактериальное выщелачивание труднообогатимых медно-никелевых руд	<b>335</b>
<i>Николаева Н.В., Бричкин В.Н., Дубовиков О.А.</i> Возможные пути обогащения высококремнистых хромсодержащих бокситов методом магнитной сепарации	<b>338</b>
<i>Матвеев А.И., Москвин Н.А.</i> Технологии обогащения алмазосодержащих песков в ОАО "АЛМАЗЫ АНАБАРА"	<b>341</b>

<i>Ракитина Е.Ю., Гришин Н.Н., Нерадовский Ю.Н.</i> Термохимическое обогащение железосодержащих руд и концентратов	342
<i>Скороходов В.Ф., Никитин Р.М., Барабаш И.А.</i> Интенсификация процесса получения нефелинового концентрата	343
<i>Найманбаев М.А., Кантемиров М.Д., Джурканов Ж.К., Абишева А.Е.</i> Влияние соды на твердофазное углетермическое восстановление титаномагнетитовых концентратов месторождения Тымлай (Южный Казахстан)	347
<i>Рождествина В.И., Сорокин А.П., Кузьминых В.М., Фефелова О.А.</i> Разработка основ комплексного экологически безопасного использования бурых углей с попутным извлечением ценных и полезных компонентов	350
<i>Опалев А.С., Бирюков В.В.</i> Моделирование технологических схем обогащения железистых кварцитов с использованием современных программных средств	354
<i>Павлов М.В., Павлов И.В., Павлов В.Ф., Шабанова О.В., Шабанов В.Ф.</i> Глубокая переработка красных шламов в теплоизоляционные материалы и чугун	358
<i>Белогурова О.А., Саварина М.А., Шарай Т.В.</i> Карботермическое восстановление кианитовой руды	360
<i>Болдырев А.В., Баликов С.В., Гудков С.С., Богородский А.В., Емельянов Ю.Е.</i> Автоклавное окисление упорных золотосодержащих концентратов с добавлением галогенсодержащих растворителей и сорбента	362
<i>Немков Н.М., Рябцев А.Д., Кураков А.А., Дроздов С.В., Ковалев С.В.</i> Разработка технологии утилизации цианида из жидких тиоцианатсодержащих отходов золотоизвлекающих фабрик	362
<i>Лавриненко А.А., Шрадер Э.А., Харчиков А.Н., Кунилова И.В.</i> Оценка селективности флотации апатита из комплексной руды	366
<i>Храмов А.Н., Субботин М.Ю.</i> Изучение сыпучих свойств рудных концентратов с целью интенсификации их термической сушки	369
<i>Михлин Ю.Л., Шурупов В.В., Романченко А.С., Томашевич Е.В., Карачаров А.А., Лихацкий М.Н.</i> Природа пассивации сульфидных минералов при выщелачивании - замедленная диффузия или электронные свойства поверхностного слоя?	371
<i>Перепелица К.А.</i> Разработка технологии обогащения золото-медной руды, содержащей арсенопирит	372
<i>Гуляшинов А.Н., Антропова И.Г., Палеев П.Л., Гуляшинов П.А.</i> Обжиг в атмосфере водяного пара – основа создания новых комбинированных технологических схем переработки минерального сырья	374

<b>Секция «Переработка техногенного сырья. Экономические аспекты»</b>	<b>378</b>
<i>Газалеева Г.И., Мушкетов А.А. (ст.)</i> Выбор технологии обогащения руд и техногенного сырья по оценке характеристик мономинеральных фракций	378
<i>Фалей Е.А., Морозов Ю.П.</i> Теоретические основы и практика применения турбулизационной центробежной сепарации	380
<i>Герасимова Л.Г., Николаев А.И.</i> Минеральные отходы горнообогатительных производств – перспективное техногенное сырье	383
<i>Двойченкова Г.П., Козлов А.П., Миненко В.Г., Тимофеев А.С.</i> Анализ способов интенсификации осаждения тонкодисперсных шламов из водных систем хвостохранилищ алмазоизвлекающих фабрик	385
<i>Миненко В.Г., Самусев А.Л., Тимофеев А.С.</i> Глубокая переработка технологических шламосодержащих вод алмазодобывающих предприятий с получением сапонита	387
<i>Мастюгин С.А., Ласточкина М.А., Лобанов В.Г., Воинков Р.С.</i> Разработка гидрометаллургической схемы переработки медеэлектролитных шламов	390
<i>Эрдэнэтуяа О.</i> Интенсификация осаждения ионов меди из оборотных вод обогатительной фабрики ГОКа «ЭРДЭНЭТ»	391
<i>Баймаханов М.Т., Тусупбаев Н.К., Абдыкирова Г.Ж.</i> Очистка сточных вод при добыче, обогащении и металлургической переработке руд цветных металлов	394
<i>Евдокимов А.В., Коблов А.Ю., Хмельницкая О.Д.</i> Разработка технологии извлечения золота из техногенного сырья	397
<i>Медяник Н.Л., Бессонова Ю.А., Шевелин И.Ю.</i> Реагент – собиратель для флотационного извлечения меди и цинка из техногенных вод медноколчеданных месторождений	399
<i>Каминский Ю.Д., Копылов Н.И.</i> Вывод мышьяка из отвалов комбината «Тувакобальт» комбинированным способом	402
<i>Копылов Н.И., Каминский Ю.Д.</i> Сульфидизирующий обжиг отвалов комбината «Тувакобальт»	405
<i>Канарская А.В.</i> Инновационная ресурсосберегающая технология извлечения МПГ из бедных руд с применением биофлотации	408
<i>Орехова Н.Н.</i> Обоснование эффективности использования гальванокоагуляционной технологии в процессах ресурсосберегающей переработки металлоносных техногенных вод	410
<i>Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А., Рузахунова Г.С.</i> Определение возможности извлечения РЗЭ из отвального кека переработки вольфрамитового концентрата	413

<i>Абдыкирова Г.Ж., Танекеева М.Ш., Тойланбай Г.И., Нурахметова Г.Б.</i> Исследование на обогатимость золотосодержащих хвостов по гравитационно-флотационной схеме обогащения	<b>415</b>
<i>Кузнецов И.В., Кольцов В.Ю., Калашников А.В., Авдонин Г.И.</i> Специальные способы агломерации руд при кучном выщелачивании металлов	<b>418</b>
<i>Рябцев А.Д., Титаренко В.И., Коцупало Н.П., Немков Н.М., Кураков А.А.</i> Поликомпонентные рассолы Сибирской платформы - гидроминеральное сырьё многоцелевого назначения	<b>419</b>
<i>Кураков Ал.А., Рябцев А.Д., Титаренко В.И., Коцупал Н.П., Кураков Ан.А.</i> Получение ультравысокоочищенного карбоната лития из природных литиеносных рассолов	<b>422</b>
<i>Заболоцкий А.А.</i> Практика и перспективы извлечения металлов из отходов сернокислотных производств – пиритных огарков	<b>424</b>
<i>Семенов Б.А., Мракин А.Н., Илясов В.Н.</i> Проблемы и перспективы использования горючих сланцев европейской части Российской Федерации	<b>425</b>
<i>Тиунов М.Ю., Тиунов Ю.А., Богйдаев С.А.</i> Флотационное извлечение ценных компонентов из хвостов гравитационного обогащения редкометалльных руд	<b>428</b>
<i>Кальный Д.Б., Коковкин В.В., Миронов И.В.</i> Разработка технологии извлечения серебра из вторичного токопроводящего сырья	<b>430</b>
<i>Суворова О.В., Макаров Д.В., Кумарова В.А.</i> Отходы обогащения руд горнопромышленного комплекса мурманской области как сырьё для получения безобжигового кирпича методом гиперпрессования	<b>432</b>
<i>Назаренко О.Б., Зарубина Р.Ф.</i> Перспективы использования природных цеолитов для очистки сточных вод	<b>435</b>
<i>Маслобоев В.А., Селезнёв С.Г., Макаров Д.В., Светлов А.В.</i> Эколого-экономические аспекты переработки сульфидсодержащих горнопромышленных отходов	<b>438</b>
<i>Сабанова М.Н., Шадрунова И.В., Орехова Н.Н.</i> Перспективы флотации медных шлаков уральского региона на основании их типизации	<b>442</b>
<i>Орехова Н.Н.</i> Комплексная переработка металлоносных техногенных вод, образующихся при эксплуатации медно-цинковоколчеданных месторождений	<b>443</b>
<i>Сметанников А.Ф., Оносов Д.В., Синегрибов В.А., Новиков П.Ю., Косолапова А.И.</i> Утилизация отходов переработки К-Mg руд	<b>445</b>
<i>Шекиладзе В.Т.</i> Агротехнический приём биологической рекультивации хвостохранилищ в условиях Забайкалья	<b>448</b>
<i>Стрельцов К.А., Лавриненко А.А., Абрютин Д.В.</i> Исследование ионной флотации рения из кислых растворов	<b>450</b>

<i>Потапов С.С., Потапов Д.С., Макаров Д.В., Светлов А.В. Результаты минералого-геохимических и опытно-экспериментальных исследований металлургических шлаков как потенциального сырья</i>	<b>452</b>
<i>Скороходов В.Ф., Месяц С.П., Никитин Р.М. Новая технология очистки промышленных сточных вод</i>	<b>455</b>
<i>Сосновский С.А., Сачков В.И., Обходская Е.В. Переработка минерального сырья природных и техногенных месторождений в условиях низкотемпературной плазмы</i>	<b>456</b>
<i>Величкина Н.С., Кузнецов И.В., Кольцов В.Ю., Власова Т.В., Юдина Т.Б. Извлечение йода из производственных сбросных маточных растворов активными углями</i>	<b>460</b>
<b>Стендовые доклады</b>	<b>462</b>
<i>Ворошилов Ф.А. Получение металлического титана электролизом в импульсном режиме в расплаве LiF-NaF-KF</i>	<b>462</b>
<i>Гурман М.А, Щербак Л.И. Последовательная флотация углистого вещества и сульфидов для повышения извлечения золота</i>	<b>463</b>
<i>Двойченкова Г.П., Ковальчук О.Е. Экспериментальное обоснование принципиальной схемы переработки хвостовых продуктов обогащения алмазодержащего сырья</i>	<b>465</b>
<i>Зубков А.А., Шуленина З.М., Воробьев А.Е. Повышение извлечения металлов при переработке труднообогатимого минерального сырья</i>	<b>467</b>
<i>Иванова А.Г., Гришин Н.Н., Нерадовский Ю.Н., Войтеховский Ю.Л. Комплексная переработка кианитовой руды Кейвского месторождения с получением высокоглиноземистого продукта</i>	<b>470</b>
<i>Иванова В.А., Митрофанова Г.В. Действие оксиэтилированных алкилфенолов при разделении кальцийсодержащих минералов</i>	<b>473</b>
<i>Кондратьев С.А. К вопросу устойчивости жидких прослоек и селективного формирования флотационного контакта</i>	<b>476</b>
<i>Котляров И.Д., Петров С.В. Шкала премий за риск для целей стоимостной оценки месторождений твердых полезных ископаемых</i>	<b>480</b>
<i>Лаврик Н.А., Александрова Т.Н., Литвинова Н.М., Прохоров К.В., Вылегжанина Е.В. Перспективы извлечения комплекса ценных компонентов из золошлаковых отходов</i>	<b>483</b>
<i>Литвинова Н.М., Александров А.В., Богомяков Р.В., Лаврик Н.А. К вопросу извлечения золота при переработке золошлаковых материалов</i>	<b>485</b>
<i>Манака И.Н. Определение характеристик магнитных систем в улавливателях металлического скрапа шаровых мельниц</i>	<b>486</b>

<i>Муравьев М.И., Фомченко Н.В., Кондратьева Т.Ф.</i> Выщелачивание цветных металлов из отходов металлургического производства раствором, полученным с использованием ацидофильных микроорганизмов	<b>488</b>
<i>Оськина Ю.А.</i> Определение содержания рения (VII) в минеральном сырье методом вольтамперометрии	<b>491</b>
<i>Пакриева Е.Г.</i> Оценка фазового состава бинарного электролитического осадка свинец-родий методом инверсионной вольтамперометрии	<b>493</b>
<i>Пшенников А.Н., Чикин А.Ю., Войлошникова Н.С., Петров С.В., Нехорошев Н.Е.</i> Технология комплексной переработки золото-сульфидно-магнетитовой руды	<b>496</b>
<i>Рассказова А.В., Александрова Т.Н.</i> Экономические аспекты брикетирования углеродсодержащих отходов	<b>498</b>
<i>Скляр Е.В.</i> Последовательность проектирования резинометаллических футеровок барабана шаровых мельниц	<b>500</b>
<i>Скороходов В.Ф., Никитин Р.М., Барабаш И.А.</i> Вычислительный эксперимент над моделью гетерогенной системой процесса флотации нефелина	<b>501</b>
<i>Слепцова Е.С., Яковлев Б.В., Матвеев А.И.</i> Моделирование процесса отсадки	<b>504</b>
<i>Смирнова Н.Н., Ромашев А.О., Николаева Н.В.</i> Использование эквивалентного уравнения теплопроводности для моделирования процесса сушки материала	<b>508</b>
<i>Суворова О.В., Манакова Н.К.</i> Использование кремнеземсодержащих отходов кислотной переработки нефелина для получения теплоизоляционного материала с повышенной прочностью	<b>511</b>
<i>Филатов Г.П., Курец В.И., Юшков А.Ю.</i> Электроимпульсное разрушение многоэлементных композитных изделий	<b>513</b>
<i>Шепета Е.Д., Саматова Л.А.</i> Оценка флотационных свойств натриевых мыл растительных масел	<b>515</b>
<i>Бордунов В.В., Бордунов С.В., Жиганов А.Н., Кулага И.Г., Шамрин С.Д.</i> Электровзрывные установки для обогащения рудного минерального сырья и получения концентратов тонкого золота	<b>518</b>