ПЛАКСИНСКИЕ ЧТЕНИЯ 2012

Плаксинские чтения

Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья

Материалы международного совещания

Российская Академия Наук
Отделение наук о Земле
Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии
Карельского научного центра РАН
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем
комплексного освоения недр РАН
Российский фонд фундаментальных исследований

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ В ПРОЦЕССАХ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Материалы международного совещания
(10–14 сентября 2012 г.)

Петрозаводск
2012

УДК 622.017(063)
ББК 26.31
М43

Под общей редакцией академика РАН *В.А. Чантурия*, д. г.-м. н, *В.В. Щипцова*

Ответственные за выпуск: к. т. н. *Т.В.Чекушина*, *Т.П. Бубнова*, к. г.-м. н. *Л.А. Данилевская*

М43 **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. 391с.

ISBN 978-5-9274-0523-7

ISBN 978-5-9274-0523-7

© Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт геологии КарНЦ РАН, 2012
© Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Институт проблем комплексного освоения недр РАН, 2012
© Коллектив авторов, 2012

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

ОБЗОР МИРОВЫХ ДОСТИЖЕНИЙ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В.А Чантурия[1], П.В. Маляров[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва
[2] ООО «Ресурс», Россия, г. Ставрополь

Общие сведения о процессах дезинтеграции при подготовке руд к обогащению

Дезинтеграция минерального сырья является основной технологической операцией в процессе рудоподготовки. Подготовленными к обогащению рудами считают измельченное до требуемых классов крупности минеральное сырьё. Стандарт крупности готовых к обогащению классов определяют размеры минеральных зерен. В России и ряде стран СНГ при обогащении руд цветных и черных металлов стандартом крупности приняты классы -71 мкм и -44 мкм. На некоторых зарубежных предприятиях в качестве готового к обогащению принят класс крупности -38 мкм. В последние годы при переработке бедных и забалансовых руд, а также для извлечения тонкодисперсных минералов и чистых металлов применяют оборудование для тонкого (менее 20 мкм) и сверхтонкого (менее 7 мкм) измельчения [1].

Процессы дезинтеграции условно разделяют на периодические и непрерывные. Периодические процессы дезинтеграции в дробилках различных конструкций, как правило, происходят без добавления воды. В мельницах непрерывные процессы мокрого измельчения совмещаются с транспортированием материала между операциями с применением устройств гидротранспорта. Вопросам дробления минерального сырья в мельницах и перспективам развития дробильного оборудования посвящено большое количество работ [2,3 и др.].ё

При измельчении руд цветных и черных металлов в большинстве случаев в качестве оборудования основной технологии применяют барабанные мельницы. Изначально широкое распространение получили шаровые мельницы. Вместе с тем, на ряде предприятий используются стержневые мельницы. Со второй половины 20-го столетия в практике дезинтеграции минерального сырья используют мельницы самоизмельчения AG и полусамоизмельчения (SAG) с догрузкой шаров от 10 до 20% рабочего объема мельниц. Применение мельниц AG и SAG в измельчительных отделениях было направлено на уменьшение количества стадий предварительного дробления вплоть до исключения среднего и мелкого дробления из дробильных отделений.

Вместе с тем, практика эксплуатации мельниц большой единичной мощности типа AG и SAG показала, что в ряде случаев для их удовлетворительной эксплуатации дополнительно требуется предварительное дробление и додрабливание в конусных дробилках наиболее крупных классов из разгрузки этих мельниц [4]. Кроме этого отмечается, что иногда с увеличением габаритов мельниц снижается надежность приводов и повышается удельная стоимость их изготовления.

Все указанное выше, а также повышенные удельные затраты на получение готового к обогащению продукта ставят под сомнение перспективы дельнейшего развития процессов дезинтеграции в этом направлении. На основании изложенного выше очевидно, что качественного скачка в практике переработки руд следует ожидать с разработкой и внедрением новых более эффективных способов дезинтеграции.

Роль и значение вспомогательных операций в процессах дезинтеграции минерального сырья

«Золотое» правило рудоподготовки «не измельчать ничего лишнего» напрямую зависит от рационального распределения перерабатываемого материала по операциям дезинтеграции. Распределение технологических потоков перерабатываемого материала по крупности осуществляется с помощью операций грохочения и классификации. Правильное распределение перерабатываемого материала между стадиями дезинтеграции позволяет наиболее эффективно распределить энергию и повысить качество готового к обогащению продукта. Разделение перерабатываемого материала по крупности на стадиях дробления осуществляется с помощью операций сухого и мокрого грохочения в вибрационных грохотах. В схемах дробления операции контрольного и поверочного грохочения используют для выделения циркулирующей нагрузки с последующим возвратом крупных классов в ту же дробилку. Следует учитывать, что на всех стадиях дробления, кроме прочих, образуются и готовые к обогащению классы крупности. В этой связи для снижения нагрузки на дробилки последующих стадий и уменьшения риска образования труднообогатимых шламов на ряде зарубежных и отечественных предприятий производят смыв мелких классов дробления и направление их на классификацию в секции измельчения.

Качество готового к обогащению продукта в значительной мере зависит от эффективности классификации. Возврат в мельницы вместе с циркулирующей нагрузкой готовых к обогащению классов крупности приводит к их переизмельчению и образованию труднообогатимых шламов. Наличие в готовом к обогащению продукте нераскрытых сростков минеральных зерен приводит к усложнению схем обогащения, связанному с необходимостью выделения недоизмельченного продукта из флотационных переделов.

Классификация продуктов измельчения в большинстве случаев осуществляется с использованием закономерностей стесненного падения частиц в жидкой среде. Классификация разгрузки мельниц первой стадии измельчения в спиральных классификаторах имеет ряд существенных недостатков: отсадка крупных классов в ванну классификатора с использованием сил гравитации требует значительных площадей зеркала классификации, что приводит к неоправданно большим габаритам самих спиральных классификаторов; совмещение в одном устройстве операций классификации и транспортирования циркулирующей нагрузки приводит к снижению эффективности этих операций и неоправданно высокому расходу материала быстроизнашиваемых деталей классификатора и потребляемой энергии.

Анализ методов расчета измельчаемости в барабанных мельницах

Одним из основных параметров, определяющих производительность измельчительной установки, является крупность исходного питания. размером *d.*

Влияние среднего размера куска руды *d* на процесс измельчения оценивают по относительному изменению удельной производительности по вновь образованному классу крупности $K_к$ или по относительному изменению производительности мельницы по исходному питанию $M_к$. Для определения $K_к$ и $M_к$ используют зависимости К.А. Разумова [5]:

$$К_к = q_d / q_{dэ}, = m/m_э \qquad (1)$$

где q_d и m - удельная производительность по вновь образо-ванному классу – *0.074 мм* соответственно в т/(м^3·ч) и в отн. ед.; э – индекс, обозначающий показатели при измельчении руды с эталонной крупностью $d^o_э$

$$M_к = \frac{q_o}{q_{oэ}} = \frac{q_d}{\beta_d - \alpha_d} \cdot \frac{\beta_d - \alpha_{dэ}}{q_{dэ}} = \frac{m}{m_э} \cdot \frac{\beta_d - \alpha_{dэ}}{\beta_d - \alpha_d} = K_к M_\alpha, \qquad (2)$$

где α_d и $\alpha_{dэ}$ – содержание класса – *0.074 мм* в исходном питании мельницы соответственно при d^o и $d^o_э$ (мм или мкм), доли ед.; M_α – коэффициент, отражающий влияние изменения содержания класса – *0.074 мм* в исходном питании на производительность мельницы по руде.

Основным качественным показателем работы измельчительной установки, отражающим соответствие гранулометрического состава продукта и его крупности заданным требованиям последующей технологии обогащения, принято считать содержание расчётного класса крупности – *d* в готовом продукте β_d. Скорость образования расчётного класса крупности в единице рабочего объёма мельниц характеризуется удельной производительностью по вновь образованному расчётному классу крупности – *0,071 мм* (или по другому размеру расчётного класса). Относительную измельчаемость принято [5] оценивать отношением:

$$К_{изм} = q_d / q_{dэ} \quad (3)$$

где q_d и $q_{dэ}$ – удельная производительность мельницы по вновь образованному расчётному классу – *d* соответственно исследуемой и эталонной руд, т/(м^3· ч) или кг/(дм^3·ч).

Предполагается, что относительная измельчаемость в промышленных и лабораторных условиях одинакова и не зависит ни от размера мельниц, ни от схемы измельчения. На основании этого практически все методики определения измельчаемости основаны на исследовании исходной и эталонной руд в лабораторных мельницах различных диаметров, а полученные при этом результаты, наряду с технологическими показателями промышленных измельчительных установок, используются для расчёта производительности барабанных мельниц.

Так, например, по методике института Механобр для определения измельчаемости руд используется шаровая мельница периодического действия с барабаном размером $D \times L$ = 300 × 215 мм; по методике института Механобрчермет – шаровые мельницы с барабаном 300 × 290 мм для руд и 300 × 200 мм для промпродуктов.

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

По гранулометрическому составу готовых продуктов и исходных проб графическим способом определяется 80%-ная крупность продуктов и рассчитывается «индекс чистой работы» [8], который для шарового измельчения определяют по уравнению:

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

где $W_{iш}$ – «индекс чистой работы», равный расходу электроэнергии шаровой мельницы сливного типа диаметром 2440 мм при мокром измельчении 1 кор.т. (907 кг) материала от бесконечной крупности до 80% класса – *0,100 мм*, кВт·ч/кор.т.; *a* – размер ячейки сита, на котором проводилось выделение готового продукта, мкм; q_n – количество вновь образованного продукта «минус *a*» за один оборот барабана, г/об.; *F* и *P* – 80% - ная крупность исходного и готового продуктов, мкм. Подобная зависимость была получена и для стержневых мельниц. Методика Ф. Бонда предполагает, что потребляемая мельницей периодического действия мощность не изменяется во время измельчения и остаётся постоянной величиной.

Относительная измельчаемость, например, двух руд по Ф. Бонду определяется отношением «индексов чистой работы» и зависит от распределения классов крупности в исходных пробах и от размеров ячейки сит, на которых достигается равенство крупности готового продукта. При $F_2=F_1$, $P_2=P_1$, $a_2=a_1$

$$К_{изм} = W_{i2} / W_{i1} = (q_{n2}/q_{n1})^{-0.820} \quad (5)$$

Гипотеза Бонда также строится по принципу двух параметров: начальной и конечной крупности материала.

Очевидно, что удовлетворительная аппроксимация методик выбора дробильно-измельчительного оборудования, основанных на перечисленных выше гипотезах может быть

достигнута только в ограниченной параметрической области. Следовательно, все перечисленные выше зависимости не могут претендовать на роль фундаментальных законов и являются эмпирическими уравнениями. Общепринятая методика Бонда сыграла большую роль при выборе измельчительного оборудования для обогатительных предприятий. Однако, применение методики Бонда для расчета мельниц самоизмельчения (AG) и полусамоизмельчения (SAG) дает неприемлемые погрешности.

Д.Старкей для проектирования циклов измельчения с использованием мельниц полусамоизмельчения представил методику [6], где общую энергию измельчения в мельницах ПСИ представил в виде:

$$W_{общ} = W_{пси} + W_{ш} \tag{6}$$

где $W_{пси}$ - энергия полусамоизмельчения рассматривается как энергия измельчения до промежуточного класса 1,7 мм (T80) 10 мм.

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

Анализ известных зависимостей позволяет утверждать, что применение методик на базе начальной и конечной крупности для равнозначных процессов в однотипных машинах может использоваться для сравнительного анализа эффективности распределения работы дезинтеграции между последовательными операциями.

Сравнение эффективности работы мельниц разных стадий в настоящее время ведётся по таким показателям как удельная производительность по готовому классу крупности и удельная энергетическая эффективность измельчения по вновь образованному классу. Рассмотренные показатели учитывают образование только расчетного класса крупности и не учитывают образование при этом других классов.

Анализ удельных показателей для мельниц первой и второй стадий измельчения показывает, что в ряде случаев в практике двухстадиального измельчения имеет место неравномерное распределение нагрузки между последовательными стадиями. Для определения равномерности распределения энергии измельчения между стадиями нами предложена методика определения энергетических затрат с учетом всех классов крупности.

Для оценки энергетической эффективности с учетом образования всех классов крупности было введено понятие «индекс измельчаемости» [7]. Под термином «индекс измельчаемости» I_s предлагается понимать отношение количества вновь образованной поверхности ΔS ($м^2$) к затраченной на её образование энергии $N \cdot t$ (кВт·ч):

$$I_s = \Delta S/(N \cdot t). \tag{7}$$

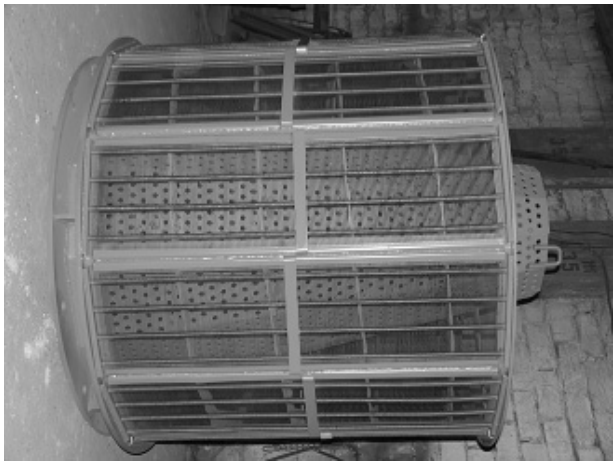
Расчет индексов измельчаемости для двухстадиальных циклов измельчения мельниц первой и второй стадий показал, что в ряде случаев мельницы второй стадии оказались недогруженными измельчаемым материалом, при этом энергозатраты на образование новой поверхности оказались в разы выше. Причиной этого явилось, с одной стороны, не учет энергии измельчения на образование всех классов крупности с использованием существующих расчетов, с другой стороны - несовершенство классифицирующего оборудования.

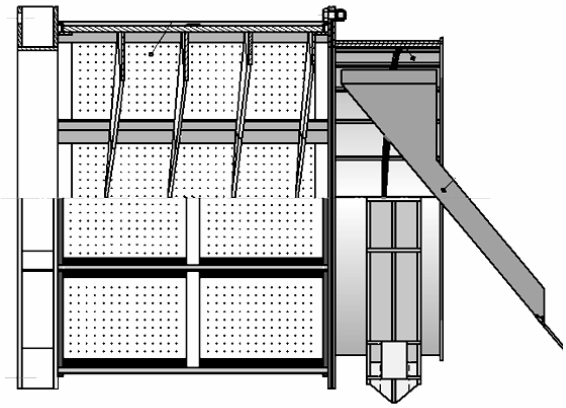
Разработка методов перераспределения энергии измельчения между последовательными стадиями в двухстадиальных схемах

Перераспределение питания мельниц первой и второй стадий измельчения с учетом циркулирующей нагрузки позволит влиять на количественные характеристики процесса измельчения.

Использование барабанных классифицирующих устройств [7] в первой стадии измельчения позволяет значительно повысить производительность секций измельчения с одновременным улучшением качества готового к обогащению продукта и предполагает полное исключение из схем измельчения спиральных классификаторов.

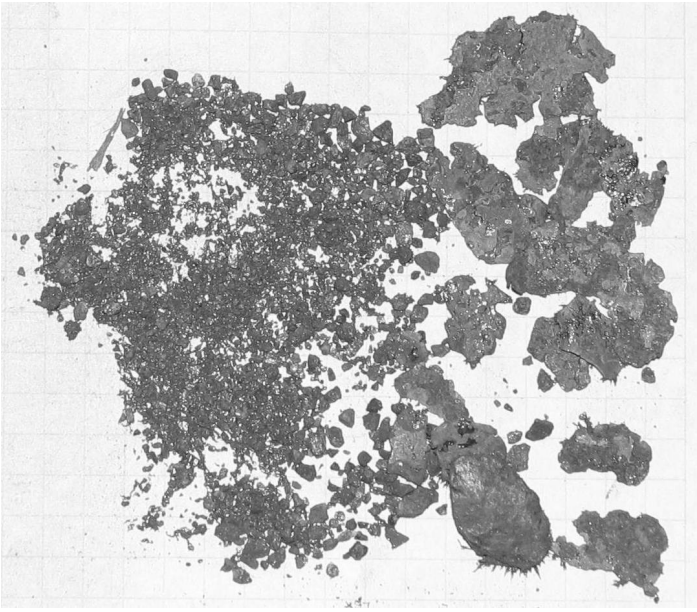
Очевидно, что для транспортирования циркулирующей нагрузки наиболее эффективным является использование установок гидротранспорта или специальных ленточных конвейеров. Основным тормозом на пути замены спиральных классификаторов устройствами гидротранспорта является наличие металлического скрапа в циркулирующей нагрузке. Размеры металлического скрапа варьируются в широких пределах, как по форме, так и по размерам, а его количество достигает 8-10% от циркулирующей нагрузки, причем сама циркулирующая нагрузка составляет 150-200% от производительности по исходному питанию. На рис. 2 представлена фотография скрапа, встречающегося в циркуляционной нагрузке спиральных классификаторов Урупского ГОКа и обогатительных фабрик ЗФ «ГМК «Норильский никель».





а) **б)**

Рисунок 1. Общий вид барабанного классифицирующего устройства: а) двухдечный барабанный грохот БГ-3,6; б) однодечный барабанный грохот с магнитным улавливателем



а) **б)**

Рисунок 2. Скрап циркулирующей нагрузки спирального классификатора: а) Урупского ГОКа; б) Норильского ГМК

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

Для равномерного распределения энергии измельчения между последовательными стадиями измельчения и одновременного удаления из циркулирующей нагрузки металлических включений была разработана конструкция барабанного классифицирующего устройства с магнитным улавливателем (рис. 1б). Следует отметить, что кроме барабанных грохотов для рационального распределения энергии измельчения между стадиями могут использоваться и другие устройства, способные выделить необходимые классы крупности для их дальнейшего распределения по технологическим потокам. К таким устройствам относятся гидравлические грохоты типа «DERRICK».

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

Вместе с тем, очевидным является факт низкой эффективности классификации не только в спиральных классификаторах, но и во всех типах гидроциклонов. При классификации продуктов измельчения барабанных мельниц часть готового к обогащению продукта всегда попадает вместе с циркулирующей нагрузкой в мельницу, что приводит к образованию необогатимых и труднообогатимых шламов.

Пути интенсификации процессов рудоподготовки и разработка современных способов дезинтеграции минерального сырья

Мировой опыт показывает, что в настоящее время наиболее перспективным при измельчении минерального сырья до крупности 100 мкм является использование роллер-технологий, при котором происходит интенсивное образование готовых к обогащению классов крупности [4], а удельные расходы энергии сопоставимы с расходами при дроблении. В настоящее время ряд зарубежных предприятий освоили выпуск роллер-прессов (измельчительные валки высокого давления) различных конструкций. На рис. 3 представлена схема и сравнительная эффективность разрушения руд валками высокого давления.

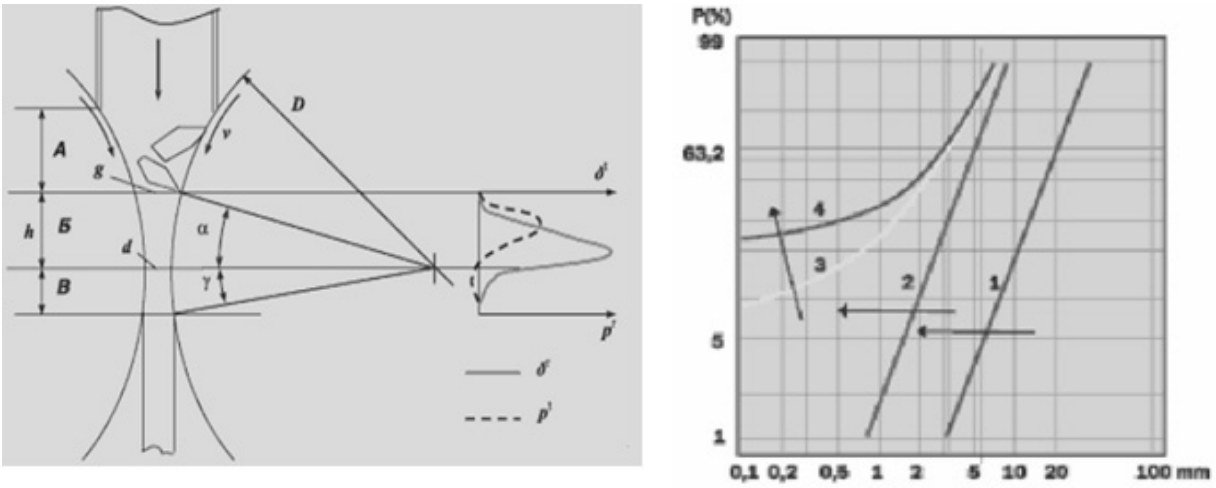


Рисунок 3. Схема и сравнительная эффективность разрушения руд валками высокого давления: 1 - исходный материал; 2 - продукт после дробилки; 3 - продукты пресс-валков; 4 - продукты пресс-валков при большем давлении

Снижение удельных расходов энергии при использовании роллер-технологий позволяет компенсировать и быстро окупить дополнительные капитальные затраты при строительстве новых и модернизации существующих рудоподготовительных комплексов.

Мировой опыт развития техники и технологии подготовки руд к обогащению показывает, что прогресса в развитии этих процессов с целью снижения энергоемкости и повышения технологической эффективности следует искать в создании новых перспективных способов дезинтеграции минерального сырья. В последние десятилетия в практике разрушения минерального сырья находят применение новые технологии с использованием роллер - прессов. Использование роллер - прессов в схемах рудоподготовки позволяет при измельчении относительно крупного сырья получать значительное количество мелких и готовых к обогащению классов крупности при небольших количествах труднообогатимых шламов в измельченном продукте. По некоторым данным энергоемкость процессов разрушения примерно в два раза меньше чем при шаровом измельчении. Вместе с тем, практика эксплуатации роллер - технологий в схемах обогащения выявила некоторые их недостатки, в частности: - снижение эффективности разрушения мокрых руд с повышенным содержанием глинистой составляющей. Однако такой недостаток может быть в известной мере компенсирован применением предварительной отмывки продуктов поступающих на дезинтеграцию в роллер – прессы. Перспективность данного способа ввиду высокой их эффективности и малой энергоемкости при небольших размерах требует особо тщательного изучения процессов разрушения на фундаментальном уровне. Такими исследованиями в настоящее время занимается коллектив ИПКОН под руководством проф. Краснова Г.Д. [8] . Весьма перспективными являются технологии предварительного разупрочнения и дезинтеграции рудного сырья путем воздействия краткосрочными электромагнитными импульсами, а также использование плазменной фрагментации пород вместо пиротехнических методов в карьерах [4].

Развитие современных технологий обогащения позволяет извлекать из измельченной рудной массы частицы менее 20 мкм. Применение шаровых мельниц для тонкого и сверхтонкого измельчения приводит к экспоненциальному росту потребляемой энергии на единицу производимой продукции. Применяемые на ряде зарубежных предприятий менее энергоёмкие мельницы типа VERTIMILL, впервые были изготовлены в Китае на предприятии Кубота.

Наряду с задачами развития технологий дезинтеграции важнейшим является разработка новых способов разделения материалов по крупности, включая классификацию мелких классов крупности. В этом направлении перспективным способом с внедрением роллер - технологий является отмывка мелких классов на стадии предварительного дробления. Совмещение операций предварительного грохочения с процессами отмывки позволит значительно расширить область применения роллер технологий.

При классификации продуктов измельчения наиболее перспективными направлениями являются:

- выделение необходимых классов крупности с высокой эффективностью в барабанных классифицирующих устройствах с магнитными улавливателями и как следствие расширение области применения устройств гидротранспорта.
- для выделения готовых и мелких классов крупности широко использовать плоские грохоты типа DERRICK.
- при классификации продуктов измельчения применять устройства с использованием эффектов разделения твердых частиц в восходящем потоке жидкости и эффект гидравлической инжекции.

Список использованных источников

1. The latest developments in fine and ultrafine grinding technologies (Plenary) / M. Gao, R. Holmes, J. Pease // XXIII International mineral processing congress. Том 1. Istanbul, Turkey 3 – 8 september 2006. С.30–37.
2. Вайсберг Л.А., Загоратский Л.П., Туркин В.Я. Вибрационные дробилки. – Изд. ВСЕГЕИ Санкт-Петербург 2004. -306с.

3. Газалеева Г.И. и др. Современные процессы и оборудование рудоподготовки и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов. Материалы международного совещания. (Плаксинские чтения) В. Пышма, 2011.- С. 25-30.
4. Баранов В.Ф. Обзор мировых достижений и проектов рудоподготовки новейших зарубежных фабрик. // Обогащение руд. 2008. – №1. С. 8-12.
5. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы./ Под редакцией О.С. Богданова, В.А. Олевского. –изд. второе перераб. и доп. –М.: Недра, 1982. -366с.
6. Starkey, J., Dobby, G, (1996). Application of the Minnovex SAG Power Index at Five Canadian SAG Plants. International Autogenous and Semiautogenous Grinding. Technology Conference 2001, Vol. I, pp. 345-360.
7. Маляров П.В. и др. Интенсификация процессов измельчения в условиях Талнахской обогатительной фабрики (ТОФ) //Обогащение руд. 2008. №6. С.6-10.
8. Краснов Г.Д. В.В. Чихладзе (ИПКОН РАН, г. Москва) особенности разрушения минералов, измельченных различными методами. Сб. Проблемы дезинтеграции минерального и техногенного сырья в горной промышленности и строительной индустрии. Материалы II Международного научно – практического семинара памяти Олевского В.А. - С.12-23.

ГЕОЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ОСВОЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ РЕСУРСОВ РЕСПУБЛИКИ КАРЕЛИЯ (НАУЧНОЕ И ПРАКТИЧЕСКОЕ ВИДЕНИЕ БУДУЩЕГО)

В.В. Щипцов

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск, e-mail: shchipts@krc.karelia.ru

Новая сырьевая глобальная стратегия XXI века предполагает повышение эффективности использования сырьевых материалов, создание высоких технологий. В настоящее время в развитых странах мира особое внимание уделяется вопросу критических металлов и промышленных минералов. На примере США в последние годы под эгидой Комитета по ресурсам Земли Национального совета исследований (Committee on Earth Resources (CER) of the National Research Council (NRC)) определены критические металлы и промышленные минералы. Комитет выделил целую группу металлов XXI века. 14 металлов характеризуются в нем как критически важные, а шесть из них – как крайне критически важные: это пять редкоземельных элементов (диспрозий, неодим, тербий, европий и иттрий), а также индий. Главные составляющие этой стратегии – это исследования и проектирование, сбор информации, внутренняя добыча, создание резервов, рециклинг, подготовка кадров и дипломатия.

Китай относится к важнейшему производителю критических металлов, например, по данным GAO USA (2010) в этой стране производились в мировом масштабе следующие доли: 97% редкоземельных руд, 97% редкоземельных окислов, 89% редкоземельных сплавов, 75% NdFeB магнитов и 60% SmCo магнитов.

Ключевым моментом становится Программа по критическим металлам и минералам ЕС для устойчивого развития технологий и потенциального воспроизводства металлов и минералов для будущего. Группа известных экспертов и специалистов ЕС подготовила в 2010 г. важный документ по критическим видам минерального сырья под зонтиком Группы ЕС по запасам минерального сырья. В европейский список включены следующие критические металлы и минералы: Al, Li, Sb, Mg, Mn, Mo, Mn, Ni, Nb, Cr, PGE, Co, REE, Cu, Re, Ag, Ga, Ta, Ge, Te, Ti, W, In, V, Fe, Zn, магнезит, барит, боксит, бентонит, бораты, перлит, глины (каолин), диатомит, кварцевый песок, полевой шпат, флюорит, тальк, графит, гипс, известняк. Такое внимание уделено полезным ископаемым в связи с большими геополитическими и экономическими изменениями и важной ролью в этом процессе минерального сырья.

В основу решений научных задач в этой области должно быть заложено понятие, что минералы представляют собой закономерные природные химические соединения. Минеральные системы исследуются с применением аналитических методов и приборов нового поколения.

Щиты – это главные территории, где сосредоточены большие запасы металлов, а поэтому в Канаде, Австралии и ЮАР много действующих горных предприятий. В ЕС 50 % металлов добывается в Швеции и Финляндии на Фенноскандинавском щите. На новой металлогенической карте Фнноскандинавского щита изображены месторождения и проявления Ag, Au, Be, Co, Cr, Cu, Fe, Li, Mn, Mo, Nb, Ni, Pb, Pd, Pt, Rh, REE, Sc, Sn, Ta, Ni, U, V, W, Y, Zn, Zr.

Минерально-сырьевые ресурсы Республики Карелия – неотъемлемая часть инфраструктуры горной промышленности Северной Европы. Карельская часть Фенноскандинавского щита представлена докембрийскими структурно-вещественными комплексами, изучение и исследование взаимодействия в системе «кора-мантия» на древнейших этапах эволюции Земли играет решающую и фундаментальную роль в деле познания истории развития Земли и появления первых признаков жизни на ней. Полихронность и полигенность рудоносных систем определили огромный минерально-сырьевой потенциал металлов и индустриальных минералов. Основными месторождениями металлов являются Fe - Костомукшское, Корпангское; Ti, V – Пудожгорское; Cr – Аганозерское; Mo – Лобаш; полиметаллическое – Ялонваара; Ni, Cu – Бергаульское, Восточно-Вожминское, Лебяжинское, Западно-Светлоозерское; Cu - Воронов Бор, Руданское; W – Латвасюрское; Sn – Кителя; V, U, Au – Средняя Падма; U – Карку; Au - Соанваарское, Педролампи, Таловейс, Майское, Лобаш-1, Алатту; Pt - Бураковско-Аганозерский расслоенный комплекс, Луккулайсваара; Li – Хаутаваара.

К основным проявлениям и месторождениям промышленных минералов относятся алмазы – Соколоозерское, Костомукшский лампроитовый куст, Кимозерское; апатит - Тикшеозерский массив (Карбонатитовый), Восточный, Элисенваарская группа массивов; высокоуглеродистая шунгитовая порода - Зажогинское, Шуньгское, гранат - Тербеостровское, Высота-181, Западно-Плотининское; графит – Ихальское; ильменит – Суриваара; карбонатные породы - Пялозеро, Виданское, Остречье-Чебино, Янис-ярви, Елмозеро, Чирка-Кемь, Соватъярви; кварц - Малиновая Варакка, Плотина, Слюдозеро, Тэдино, Карельское, Слюдяной Бор, Пиртостров, Фенькина Лампи; кварциты - Метчангъярви, Нестерова Гора, Шалговаара, Боконваара; полевошпатовое сырье (керамические пегматиты) - Хетоламбина, Чкаловское, Уракка, Люпикко, Линнаваара, Кюрьяла, Брусничное; полевошпатовое (нетрадиционные типы) - Костомукшское (геллефлинта), Роза-Лампи (кварцевые порфиры), Елетьозерское (нефелиновые сиениты), Уксинское (рапакиви), Райвимяки (сиениты и фениты); кианит - Хизоваарское (Южная линза), Хизоваарское (Северный участок); кровельные сланцы - Нигозерское, Брусненское; мрамор - Белая гора, Рускеала 1, Рускеала, Туломозеро; мусковит - Малиновая Варакка, Плотина, Слюдозеро, Тэдино, Карельское, оливин - Аганозерское; петрургическое сырье: Хавчеозерское; серный колчедан - Парандовское, Хаутаваарское, Ведлозерское, Няльмозерское, Чалка, Верхнее Вожминское, Шуйское; тальк (апоультрамафитовый тип) - Светлозерское (тальк, магнезит), Рыбозеро; тальк-карбонатный тип - Игнойла, Палалахта, Пяльма; тальковый камень - Каллиево Муренанваара, Турган-Койван-Аллуста, Столбовая гора, Парандовское, Костомукшское; флюорит – Хопунваара; шунгитовые сланцы - Нигозерское, Мягрозерское); щелочной амфибол-асбест: Краснополянское; диатомиты – Амбарная Ламбина, Ряпукс, оз.Сиг.

Технологическая минералогия стоит в авангарде современных направлений развития теории и практики обогащения руд, что позволяет совершенствовать технологические процессы, разрабатывать и научно обосновывать новые технологические подходы и технические решения, новые технологии освоения тонкого вещества; интенсифицировать технологии обогащения различных руд на основе направленного изменения свойств минералов.

К приоритетам минералого-технологических исследований в рассматриваемом регионе относятся:

- разработка нового класса материалов на основе минерального сырья Карелии
- повышение качества сырья (полевой шпат, кварц, мусковит, графит, кианит, гранат, шунгиты и т.д.)
- переработка техногенного минерального сырья (отвалы слюдяного производства, утилизированные отвалы и хвосты хранилищ Костомукшского месторождения)

- комплексное использование руд (на примере рудных районов северного Приладожья, Костомукши, Заонежья и др.)
- технологии рециклинга (использование опыта Финляндии).

Современные стратегии освоения отдельных месторождений должны предусматривать возможность предотвращения и компенсации негативных воздействий внешней среды, что положительно влияет на рыночную конъюнктуру, рождает быстрое реагирование на благоприятные экономические ситуации.

Основной новый принцип, способствующий инновациям, предусматривает освоение месторождений в том виде, в каком его создала природа. Состояние георесурсов должно быть наиболее приемлемо для извлечения с использованием современных технологий.

Этот принцип и заложен в основу семантического понятия «доступность», развиваемого специалистами ИПКОНа РАН. Доступность минерально-сырьевых ресурсов – это свойство системы общество-минеральные ресурсы, характеризующее возможность их эффективного и безопасного использования в зависимости от состояния ресурсов, потребности в них и достигнутого технологического уровня.

Системное понимание эффективности использования недр можно представить на трех уровнях:

Основные составляющие на народно-хозяйственном уровне:

1. Развитие горнодобывающей и горно-перерабатывающей промышленности в экономике РК
2. Создание транспортной, энергетической и социальной инфраструктур
3. Формирование бюджета
4. Решение проблемы занятости населения
5. Развитие рыночных отношений
6. Приток инвестиционного капитала
7. Максимальное сохранение окружающей среды.

Межотраслевой уровень:

1. Удовлетворение потребностей в минеральном сырье на новом технологическом уровне
2. Рационализация потребления
3. Интенсификация использования имеющейся минерально-сырьевой базы (МСБ)
4. Воспроизводство МСБ и поддержание ее в сбалансированном состоянии
5. Обеспечение наименьших негативных последствий для окружающей среды и местного населения.

Отраслевой уровень:

1. Эффективность федеральных и региональных программ, проектов, моделей, мер, отношений, наполняющих структуру системы.

Таким образом, в числе основных экономических задач Республики Карелия объективно должна стоять сложная многоуровневая и многопрофильная задача освоения металлического и индустриального минерального сырья региона как важного потенциального минерально-сырьевого сектора как части минеральных богатств Севера Европы.

ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ И ТЕХНИКИ РУДОПОДГОТОВКИ

В.Ф. Баранов[1], Л.А. Вайсберг[2]

[1] «Механобр Инжиниринг», Россия, г. Санкт-Петербург
[2] НПК «Механобр-техника», Россия, г. Санкт-Петербург

Растущее потребление металлов и снижение качества руд обусловливает введение в эксплуатацию все более бедных месторождений, рентабельность которых достигается при

условии увеличения объемов переработки. Это в свою очередь вызывает необходимость внедрения новых технологий рудоподготовки и обогащения, все более и более крупноразмерного оборудования и экономичных компоновочных решений. Производительность многих действующих предприятий перешла рубеж 40 млн. т руды в год и продолжает наращиваться. Создаются и реализуются проекты обогатительных фабрик мощностью 80 и более млн. т руды в год. Именно такие проекты являются индикаторами научно-технического прогресса в области переработки рудного сырья.

Детальная оценка современного состояния технологии и техники рудоподготовки призвана помочь в определении наиболее эффективных путей совершенствования производства. Соответствующий анализ выполнен по опубликованным данным практики обогащения более 40 действующих и материалам 30 перспективных проектов обогатительных фабрик в различных регионах мира.

Анализ мировой практики проектирования отделений рудоподготовки начала XXI века выделяет два основных направления её развития:

– первичное дробление руды до крупности 250-300 мм, рудное полусамоизмельчение в первой стадии с додрабливанием фракций критической крупности и шаровое измельчение во второй стадии (таблица 1);

Таблица 1

Крупнейшие проекты с технологией SAG

№№	Название	Страна	Q, млн. т руды /г	Медь в к-те, тыс.т/г	Год пуска	Руда	Капиталовложения, млн.$
1	Toromocho	Перу	55	260	2012	Cu-Mo	1462
2	Petaquilla	Панама	44	197	2012	Cu-Mo	1592
3	El Galeno	Перу	32	228	2012	Cu-Mo	853
4	El Morro	Чили	32	184	н.д.	Cu-Mo	853
5	Mount Hope	США	20	-	2011	Mo	852
6	Rio Blanco	Перу	25	126	2011	Cu-Mo	1440
7	Rosemont	США	27	117	2012	Cu-Mo	750
8	Mount Milligan	Канада	22	40	2012	Cu-Mo	917
9	Penasquito	Мексика	48	-	2010	Au-Ag-Pb-Zn	1419
10	SINO	Австралия	84	27 млн.т Fe к-та	2010	Fe	5000
11	Ivanhoe	Монголия	36- 58	440-800 (7 год)	2013	Cu-Mo	4617
12	Cumo	США	16,5 - 66	11 - 44	н.д.	Cu-Mo-Ag	1720-3820
13	Detour	Канада	16,5	-	н.д.	Au-Ag	995
14	Mina de Cobre	Панама	55 - 82	254-378	2016	Cu-Mo	4320
15	Aitik	Швеция	36	100	2014	Cu-Mo	700
16	ShaftCreek	Канада	36	96	н.д.	Cu-Mo	2950
17	Galore Creek	Канада	22	139	н.д.	Cu-Mo	2228
18	Бощекуль	Казахстан	25	76	2014	Cu-Mo	2000
	ИТОГО						32868-34968

– стадиальное дробление в конусных и пресс-валковых дробилках до крупности 5-6 мм и менее и одностадиальное измельчение в шаровых мельницах большого размера, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами (таблица 2).

Попытка создания технологии рудоподготовки, альтернативной полусамоизмельчению, в частности с использованием мокрого дробления (Water Flash фирмы Nordberg) в начале 1990-х годов не привела к ожидаемому успеху.

И лишь с появлением на рынке оборудования в конце прошлого века измельчающих валков высокого давления (ИВВД) появилась конкурирующая, энергетически более эффективная технология, способная обеспечить достижение тонкого питания мельниц и реализующая, таким образом, известный

принцип переноса работы дезинтеграции на процесс дробления. Новое оборудование реанимировало стадиальную схему дробления и дало ей новую жизнь в проектах современных фабрик

Главной тенденцией технических решений на стыке горного и обогатительного переделов является применение циклично-поточной технологии с установкой первичной дробилки в мобильном исполнении в карьере и конвейерным транспортом руды на склад фабрики на расстояния до 25 км.

Таблица 2

Крупнейшие проекты с технологией HPGR (Измельчающие валки высокого давления –ИВВД)

№ №	Название	Страна	Q, млн. т руды /г	Год пуска	Руда	Cost, млн.$
1	Boddington	Австралия	35	2009	Au-Cu	2900
2	Seabridge Gold	Канада	43	2016	Au-Cu	3367
3	Spinifex Ridge	Австралия	20	2011	Mo-Cu	1071
4	Minas Rio	Бразилия	56	2013	Fe	3800
5	Ke Mag	Канада	76	2015	Fe	3783
6	Lab Mag	Канада	52	2016	Fe	2753
7	Roche Bay	Канада	5	Н.д.	Fe	1113
8	Snowfield	Канада (BC)	44	2018	Cu-Mo-Au	3378
9	Karara	Австралия	20	2011	Fe	417
10	Белановский	Украина	15	Н.д.	Fe	Н.д.
11	Еристовский	Украина	28	2014	Fe	2000
12	Ruby Creek	Канада	7,2	2011	Mo	550
13	Marathon	США	8	2011	PGM-Cu	386
14	Morrison	Канада	11	2011	Cu-Mo-Au-Ag	517
15	Mogalakwena	ЮАР	7	2008	PGM	Н.д.
16	Malmeberg	Гренландия	11	Н.д.	Mo	Н.д.
	ИТОГО					22235

Развитие дробильной техники идет как путем укрупнения машин в целях увеличения их единичной мощности, так и путем совершенствования конструкций дробильного пространства. Для первичного дробления созданы дробилки с диаметром дробящего конуса 1650 мм производительностью до 10 тыс. т/час с приводом мощностью 1200 кВт.

Понимая очевидную перспективность схем рудоподготовки на базе пресс-валкового дробления и необходимость сокращения числа единиц дробильного оборудования в новых крупных проектах, ведущие фирмы-изготовители предлагают супермощные дробилки среднего и мелкого дробления.

Новая дробилка MP-1250 фирмы Metso minerals имеет привод мощностью 930 кВт, а супердробилка Raptor XL 2000 компании FLSmidth - привод 1500 кВт при диаметре дробящего конуса 2800 мм.

Ведущим направлением в создании размольного оборудования является создание все более крупных агрегатов. Западные компании выпускают крупнейшие в мире мельницы полусамоизмельчения Ø 12,8 м с кольцевыми приводами мощностью до 28 мВт. В последнее время к ним присоединилась бурно растущая китайская машиностроительная фирма CITIC Heavy Industies Co, недавно отгрузившая мельницу полусамоизмельчения Ø 12,2 х11 м с кольцевым приводом 28 мВт и шаровую мельницу Ø 7,9х13,6 с приводом 2х7,8 мВт кВт м в Австралию для железорудного проекта SINO.

Одно из главных преимуществ технологии полусамоизмельчения – минимум единиц оборудования и, как следствие, снижение стоимости строительно-монтажных работ и численности персонала. Поэтому вариант моносекционной компоновки является наиболее экономически

рациональным компоновочным решением, наиболее часто встречающимся в новейших проектах (медная фабрика Esperanza, 100 тыс.т/сутки, Чили. Пущена в эксплуатацию в 2010 г.)

На фабриках, перерабатывающих особо прочные руды, образующих при полусамоизмельчении большое количество фракций критической крупности, снижающих пропускную способность мельницы ПСИ применяют схему рудоподготовк и с открытым циклом первой стадии, но с замыканием додрабливающих дробилок на грохоты и направлением подрешетного продукта непосредственно во вторую стадию измельчения в шаровых мельницах. Такой прием позволяет увеличить производительность цикла рудоподготовки минимум на 5%.

На ряде фабрик, где в результате углубления карьеров в переработку поступают руды повышенной твердости и абразивности, используют новый технологический прием - преддробление части потока руды в дробилке среднего дробления.

Несмотря на то, что в мире уже освоено применение мельниц ПСИ диаметром 12,2 м с объемом рабочей камеры 1250-1450 м^3, а фирмы-изготовители предлагают мельницы диаметром до 13,4 м, существует мнение, что в силу дороговизны и сложностей в изготовлении, транспортировке, монтаже и обслуживании применение таких агрегатов экономически не всегда оправдано. Имевшие место неоднократные случаи поломки кольцевых приводов крупных МПСИ заставляют операторов и проектировщиков более критически относиться к их применению. Кроме того, энергетически полусамоизмельчение традиционно «проигрывает» стандартному способу от 10 до 35%. В то же время возврат к технологии стандартного стадиального дробления с большим количеством конусных дробилок, грохотов, конвейеров и сопутствующего вспомогательного оборудования без существенной экономии энергозатрат при проектировании новых мощных предприятий мало вероятен.

Ещё совсем недавно считалось технически трудно осуществимым достижение крупности питания шаровых мельниц 10-0 мм на базе трехстадиального дробления в конусных дробилках, то сегодня при использовании ИВВД крупность 3-4 мм является достижимой реальностью.

Три западногерманские фирмы Krupp Polysius, Humboldt Wedag и Koppern выпускают ИВВД размером до Ø2,6х1,8 м с приводом до 2х3500 кВт. В последнее время к ним присоединилась компания FLSmidth, в номенклатуре разнообразного оборудования которой появилась линейка пресс-валковых дробилок размером до Ø2,7х1,85 м.

Успешный опыт эксплуатации пресс-валковых дробилок фирмы Krupp Polysius на прочных медно-молибденовых рудах фабрики Cerro Verde (Перу) производительностью 108 тыс. т /сутки, ЗИФ Boddington (Австралия) компании Newmont производительностью 100 тыс. т/сутки, медно-золотой фабрике Grasberg (Индонезия) 72 тыс.т/сутки подтвердил надежность найденных конструкций защиты от износа измельчающих валков ИВВД, что предрекает большое будущее этих схем.

Технология инерционного дробления в дробилках типа КИД (патент НПК «Механобр–техника», Россия), по результату воздействия на дробимый материал близкая к пресс-валковому дроблению, находит широкое применение при переработке гранитов и подобных материалов при производстве строительного щебня.

Максимальный типоразмер дробилок КИД сейчас ограничен диаметром конуса 1500 мм, однако в результате совместной работы Механобра и Уралмашзавода в 2013 году ожидается выход на рынок серийной дробилки КИД с диаметром конуса 1750, что значительно расширит их технологические возможности. Уже сейчас имеется весьма положительный опыт применения этих машин (КИД) для тонкого дробления, в частности, при производстве аглоруды, а также в циклах додрабливания рудной гали.

Для доизмельчения промпродуктов доминируют вертикальные мельницы типа Vertimill с электроприводом мощностью до 2235 кВт, которые позволяют снизить, по сравнению с классическими барабанными мельницами, расход электроэнергии на 30-40 % и расход шаров в 1,5-2 раза.

В связи с промышленным производством надежных конструкций новых аппаратов тонкого грохочения (конструкции Механобра, высокочастотные грохоты типа Derrick) возобновляется интерес к замене гидроциклонов грохотами на фабриках, оснащенных относительно небольшими мельницами, с целью повышения качества классификации по крупности.

Выводы

1. Практика проектирования и эксплуатации современных обогатительных предприятий

характеризуется переносом первичного дробления в карьер и массовым применением циклично-поточной технологии добычи и транспорта руды на фабрику и вскрышных пород в отвалы.

2. Для проектов рудоподготовки начала XXI века характерна конкуренция процесса рудного полусамоизмельчения и технологии пресс-валкового дробления. Рудоподготовка на базе ИВВД является доминирующей технологией в проектах железорудных обогатительных фабрик ближайшего будущего. Она позволяет снизить питание шаровых мельниц до крупности менее 3 мм и сбросить до 40 и более процентов отвальных хвостов мокрой магнитной сепарацией перед рудным измельчением, не усложняя технические решения фабрики введением операции сухой магнитной сепарации. Крупность помола в проектах железорудных фабрик сохранилась на уровне 90% -0,044 мм, а число стадий измельчения сократилось с 2-х-3-х до одной.

3. Ведущие машиностроительные фирмы освоили производство мельниц полусамоизмельчения Ø 12,8 м, шаровых Ø 9,15 м с кольцевыми приводами мощностью до 28 и 18 мВт соответственно и готовы поставить мельницы ПСИ Ø 13,4 м.

4. В современных схемах рудоподготовки и производства гранитного щебня расширяется применение конусных инерционных дробилок КИД, обеспечивающих значительное сокращение энергозатрат при дезинтеграции. В настоящее время освоены и применяются дробилки с диаметрами конуса 1200 и 1500 мм, в ближайшее время на рынке появится машина с диаметром конуса 1750 мм, в связи с чем появится возможность их использования и в циклах рудоподготовки.

5. Созданы и начинают применяться супермощные высокоавтоматизированные конусные дробилки среднего и мелкого дробления с приводами мощностью 930 кВт (MP-1250) и 1500 кВт (Raptor XL 2000).

6. В транспортных схемах рудоподготовки крупнейших фабрик используются высокоскоростные ленточные конвейеры, обеспечивающие производительность до 40 и более млн. т руды в год в одну нитку.

7. Для компоновок новейших фабрик с технологией полусамоизмельчения характерно моносекционное решение.

8. Для тонкого и сверхтонкого доизмельчения применяются вертикальные мельницы типа VTM и горизонтальные Isamill. Вертикальные мельницы фирмы Metso Minerals достигли типоразмеров VTM-3000 при установленной мощности привода 2230 кВт. Доступны горизонтальные мельницы Isamill M-50000 с приводом мощностью 8000 кВт.

9. Для проектов фабрик небольшой производительности отмечается тенденция применения вертикальных мельниц в первой стадии измельчения на питании крупностью менее 3-0 мм после пресс-валкового дробления в сочетании с различными грохотами тонкого грохочения вместо гидроциклонов.

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ – ОСНОВА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ И РАЗРАБОТКИ ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

А.П. Козлов

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: kozap@mail.ru

Возможность промышленного освоения месторождений полезных ископаемых в современных условиях определяется исключительно эффективностью технологических решений переработки минерального сырья, когда при низких производственных затратах обеспечивается полное и комплексное извлечение ценных компонентов, замкнутый технологический цикл,

утилизация отходов и соблюдение высоких экологических требований и стандартов [2].

Решение такой объемной задачи на начальных стадиях изучения новых нетрадиционных видов минерального сырья возможно только при получении полной и достоверной информации о составе, строении и технологических свойствах потенциально рудоносных образований.

Основным методом оценки качества и технологических свойств минерального сырья на различных стадиях геологического изучения и освоения месторождений полезных ископаемых является технологическая минералогия. Являясь самостоятельным направлением прикладной минералогии, она объединяет все виды исследований, связанные с изучением технологических свойств минералов: от их состава и строения до особенностей поведения в технологических процессах и изменения их свойств с целью разделения и концентрации в процессах обогащения [1].

Современное интенсивное развитие технологической минералогии определяется расширением диапазона применения методов минералого-технологических исследований при изучении и освоении различных видов минерального сырья, что в первую очередь связано:

- с истощением сырьевой базы ряда полезных ископаемых и значительным ухудшением качества перерабатываемых руд;
- с увеличением количества месторождений с труднообогатимыми и упорными рудами;
- с вовлечением в переработку новых, ранее не эксплуатировавшихся, геолого-промышленных типов минерального сырья.

Оценка технологических свойств новых нетрадиционных видов минерального сырья на различных стадиях геологического изучения и освоения месторождений полезных ископаемых является одной из основных задач технологической минералогии, что определяет широкий круг вопросов, решаемых в процессе проведения минералого-технологических исследований:

- определение качественных характеристик руд, их вещественного состава, выдержанности и равномерности распределения оруденения в геологических и промышленных контурах;
- выявление свойств породообразующих и рудных минералов, влияющих на технологические процессы обогащения;
- прогноз технологических показателей обогатимости минерального сырья;
- разработка рекомендаций по возможности изменения и увеличения контрастности технологических продуктивной минерализации.

На начальной стадии изучения новых, ранее не эксплуатировавшихся, геолого-промышленных типов минерального сырья, использование комплекса минералого-технологических методов исследования потенциально-рудоносных образований и горных пород в совокупности с геологической информацией позволит:

- установить возможный формационный тип предполагаемого месторождения и предварительно оценить его масштаб;
- выявить основные формы присутствия ценных компонентов в потенциально-рудоносных образованиях и горных породах;
- выделить основные продуктивные минералого-геохимические ассоциации и предварительно определить их продуктивность;
- предварительно оценить качество и технологические свойства минерального сырья;
- определить оптимально-возможный набор технологических методов для комплексного и экономически эффективного извлечения ценных компонентов.

Современные лабораторные минералого-аналитические исследования дают возможность получить полную информацию об элементном, минеральном, гранулометрическом составе потенциально-рудоносных образований, определить морфометрические особенности продуктивной минерализации.

Благодаря современным высокоразрешающим микроскопам, можно надежно выделять не только парагенетические минеральные ассоциации, но и устанавливать характер срастания рудных

и породообразующих фаз, выявить и в большинстве случаев идентифицировать тонкодисперсную вкрапленность рудных минералов.

С достаточной достоверностью устанавливать степень однородности и дефектность минеральных зерен, качественно и количественно оценить морфоструктурные характеристики основных породообразующих и рудных минералов, определяющих оптимальную конечную крупность дробления и измельчения минерального сырья [1].

Технологическая минералогия на современном этапе характеризуется, с одной стороны, разработкой новых подходов к изучению минералов, открытию новых областей их использования и выявлению новых видов и типов минерального сырья, с другой – интенсивным развитием методов исследования [3].

Особое значение для исследования новых видов минерального сырья имеют современные методы анализа нетрадиционных форм соединений благородных металлов, а также редкоземельных и редких металлов, так как именно идентификация продуктивных минеральных форм и фаз будет определять саму возможность создания высокоэффективных инновационных технологий извлечения тонкодисперсных, микро- и наночастиц ценных компонентов из потенциально-рудоносных образованиях.

При проведении минералого-технологических исследований новых нетрадиционных видов минерального сырья, наиболее глубокого изучения требует петрологическая основа.

Важно выделение продуктивных разновидностей вмещающих оруденение горных пород, фоновые характеристики которых будут определять контрастность технологических свойств ценных компонентов.

Широкое внедрение геолого-петрологических и петрохимических методов в практику минералого-технологических исследований на различных стадиях изучения и освоения потенциально-рудоносных образований позволит получать наиболее объективную информацию для оценки качества и свойств новых нетрадиционных видов минерального сырья.

Комплексное использование минералого-технологических и петрологических методов исследований позволит объективно оценить область наиболее эффективного использования, как самих руд, так и отходов их технологического передела.

Экономическая эффективность освоения новых нетрадиционных видов минерального сырья может быть повышена, если технология их переработки будет обеспечивать использование всех продуктов обогатительного передела, включая отвальные хвосты и технологические воды.

Исследования выполнены при поддержке гранта Президента РФ (проект НШ-220-2012.5).

Список использованных источников

1. Ожогина Е.Г., Котова О.Б., Чантурия Е.Л. Роль технологической минералогии в прогнозной оценке качества минерального сырья и его глубокой и комплексной переработке. // Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья. – М.: Издательский дом "Руда и Металлы", 2008. – С.35-52.
2. Чантурия В.А. Современные проблемы обогащения минерального сырья в России // Горный журнал. – 2005. – № 12. – С. 56-64.
3. Юшкин Н.П. Современная минералогия и новые тенденции её развития. // Новые идеи и концепции в минералогии. – Сыктывкар: 2002.

БЛАГОРОДНО-РЕДКОМЕТАЛЛЬНОЕ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНОЕ ОРУДЕНЕНИЕ В УГЛЕНОСНЫХ БАССЕЙНАХ ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА

А.П. Сорокин[1,2], В.А. Чантурия[3], В.И. Рождествина[1,2], В.М. Кузминых[1], С.М. Жмодик[4]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Амурский научный центр Дальневосточного отделения РАН, Россия, г. Благовещенск, e-mail: amurnc@ascnet.ru
[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования ДВО РАН, Россия, г. Благовещенск, e-mail: science@ascnet.ru
[3] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: vchan@mail.ru
[4] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева СО РАН, Россия, г. Новосибирск, e-mail: zhmodik@igm.nsc.ru

Благородно-редкометалльная и редкоземельная минерализация установлена в целом ряде угленосных бассейнов Сибири, Забайкалья, Дальнего Востока, Украины, Болгарии, Великобритании, Казахстана, Узбекистана, Таджикистана, Китая и других стран. Однако, несмотря на активизацию исследований, для большинства угольных месторождений отсутствует надежная оценка содержания ценных элементов-примесей, не изучены условия и механизмы их концентрирования, формы нахождения, не определена роль разнотипных геологических процессов их накопления в углях и во вмещающих породах.

Угленосные бассейны Забайкалья, Приамурья и Приморья являются важной составной частью осадочных структур обширной территории зоны перехода от Тихого океана к континенту. 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. Бассейн (площадью более 80 тыс. км^2) характеризуется продолжительным (со средней юры по плиоцен) прерывисто-унаследовательным отрицательным типом развития, длительным существованием гидросети и наиболее широким (мел – миоцен) временным интервалом накопления угленосных отложений на юге Дальнего Востока.

«Трангрессивный» тип формирования этой структуры обеспечивал образование эшелонированной системы разновысотных торфяных залежей, развивавшихся от центра бассейна к периферии, с наиболее обширными палеоценовым и миоценовым уровнями в пределах Тында-Зейского, Южно-Тукурингрского, Притуранского, Приамурского и других межгорных и предгорных прогибах. Они образуют Пиканско-Сергеевскую, Селемджинско-Ерковецкую и Завитинско-Архаринскую угленосные площади с целым рядом крупных месторождений, общие ресурсы которых определяются более 12 млрд. т. Указанные площади сопряжены с Янкано-Тукурингро-Джагдинским, Туранским, Малохинганским горно-складчатыми сооружениями, на периферии которых локализованы палеоценовые, миоценовые и четвертичные россыпи золота, что определяет многофакторный и многостадийный характер накопления в углях ценных, редких и благородных металлов [1].

Результаты аналитических исследований получены методами инструментального нейтронно-активационного (ИНАА) и рентгенофлуоресцентного с синхронным излучением (РФА-СИ) анализов в Аналитическом центре СО РАН (г. Новосибирск), рентгенофлуоресцентного и атомно-абсорбционного анализов в Аналитическом центре ИГиП ДВО РАН и пробирного анализа в АмурНЦ ДВО РАН (г. Благовещенск). Учитывая неоднозначность результатов анализа содержаний золота в углеродсодержащих средах, получаемых различными методами, разница в значениях которых может достигать нескольких порядков, за основу авторы приняли пробирный метод, обладающий большим практическим и историческим опытом [2], адаптировав его в виде способа для золотосодержащих углей и вмещающим их пород. Разработка и апробация запатентованного способа [3-5] проводилась на бурых углях месторождений Дальнего Востока.

В результате аналитических исследований установлено, что угленосные отложения месторождений Приамурья (Архаро-Богучанского, Райчихинского, Ерковецкого, Дармаканского) характеризуются устойчиво высокими значениями концентрационных коэффициентов благородных, редкометалльных и редкоземельных элементов: Au, Pt, Pd, Sc, Cs, Rb, REE, Y, Hf, Ta, Nb, Sn, Th, Ti, Ga, Zr. Обращают на себя внимание высокие концентрации Sc, Cs, Hf в Дармаканском месторождении. Sc доминирует (2.54 – 4.31 г/т) в основном в кровле угольных пластов и в глинах мощностью от 0.2 до 2 м, иногда включающих тонкие (до 5 - 10 см) прослои туфов. Реже отмечаются повышение значений Sc в межпластовых глинистых прослоях. Содержание Sc в углях ниже, чем в глинах с концентрациями от 0.34 до 4.97 г/т. Также в угольных пластах отмечаются повышенные содержания Cs (0.99 – 7.2 г/т) и Hf (0.76 – 5.08 г/т), Mn (до 0.015%), V (до 131 г/т), Cu (до 68 г/т), Zn (до 195 г/т). Указанные тенденции в распределении элементов сохраняются для Ерковецкого и Райчихинского месторождений. Редкие металлы ассоциируют с золотом и платиноидами [6]. Средние концентрации золота в породах, вмещающих редкие металлы и редкоземельные элементы, определяются в среднем значениями 1-2 г/т.

Пробирным методом, с использованием описанного выше способа, выполнено более 3500 определений содержания золота в углях и вмещающих породах основных месторождений и проявлений Приамурья и частично Приморья. В результате установлено, что распределение концентраций золота в углях неравномерно. В 50-85% исследованных проб значения концентраций золота находятся в интервале от следовых количеств до 5 г/т. Среднее значение содержания золота по пластам угля Ерковецкого месторождения составляет 1.85 г/т, Райчихинского – 1.87 г/т, Павловского – 1.37 г/т. Граммовые содержания золота установлены также в углях Свободненского, Архаро-Богучанского, Дармаканского, Ушумунского и других месторождений. При этом следует отметить, что на долю результатов с наиболее высокими концентрациями металла (20-40 и более г/т) приходится от 15 до 27% общего объема проанализированных проб.

Анализ форм вхождения ценных элементов примесей в угли свидетельствует, что большинство из них представлены рассеянными ультратонкими минеральными фазами, генетически связанными как с органическим, так и с неорганическим (прослои глин, песков, туфов и прочее) веществом угольных пластов. Так, например, в углях Ерковецкого месторождения обнаружены минералы самородных минералов и их твердых растворов: Au, Ag, Pt, Pd, Ag, Pb, Cu, Zn, Bi, Fe, Cr, Ni, W, Al, Se, Au-Ag, Au-Ag-Cu, Au-Cu(Ni,Zn), Ag-Sn, Cu-Zn, Pb-Cu, Fe-Ti, Fe-Cr, Cr-Ti, Ti-Ca(Fe,K,Si); сульфиды: FeS_2, $FeCuS_2$, ZnS, PbS, BaS, Ag_2S; сульфо-селениды и селениды: $Ag_2(S,Se)$, Pb(Se,S), PbSe; сульфаты: $BaSO_4$, $SrSO_4$, $(Ba,Sr)SO_4$; карбонаты: $CaCO_3$, $BaCO_3$; окислы: Fe_3O_4, $FeTiO_3$, TiO_2, $FeCr_2O_3$; силикаты: SiO_2, $ZrSiO_4$; алюмосиликатные минералы с широким вариационным рядом элементов (Fe, Ti, K, Ca, Na, Mg); хлориды: NaCl, KCl; фосфаты и оксиды редкоземельных элементов Ce - ряда [6].

И лишь для незначительного количества элементов, обнаруживаемых валовыми методами анализа, не установлены минеральные формы. Ряд элементов представлен примесями в минералах, например, Hf встречен в циркониевых минералах. Рассеянный характер носит распределение Ge, Br и U, хотя отмечаются пробы с некоторым повышением содержания, что может свидетельствовать о наличии их поверхностных ультрадисперсных и тонкопленочных фаз. Накопление данных элементов в углях связано с их аккумуляцией из растворов растениями-углеобразователями, торфом и буроугольным органическим веществом [7].

Наличие подобного набора элементов известно в углях и продуктах их сжигания Павловского, Шкотовского и Бикинского месторождений Приморья, прогнозная оценка ресурсов которых позволяет считать данные месторождения уникальными объектами комплексного освоения [8]. Выводы В.И. Вялова с коллегами [8] весьма современны и подтверждаются обнаружением новых типов Nb(Ta)-Zr(Hf) и редкометалльных полиметалльных месторождений в позднепермских угленосных отложениях восточной части провинции Юньнань (юго-запад Китая) [9-10]. Эти месторождения представлены пластами (1-10 м), содержащими прослои песков, вулканических туфов, туфовых глин и прочее, и во многом, по нашему мнению, близки месторождениям углей Приамурья (Дармаканскому, Райчихинскому, Ушумунскому и др.).

Установление повышенных содержаний благородных, редких и редкоземельных элементов в

исследуемых углях с одной стороны свидетельствует о существовании крупномасштабных коренных источников редких элементов в областях сноса бассейнов, а с другой – требуют развития исследований с целью создания эффективной экологически безопасной технологии комплексной и глубокой переработки энергетического сырья с попутным извлечением ценных компонентов.

Исследования выполнены при поддержке Отделения наук о Земле РАН, Президиума ДВО РАН и РФФИ (проекты 12-I-0-ОНЗ-02, 11-05- 98510).

Список использованных источников

1. Сорокин А.П., Кузьминых В.М., Рождествина В.И. Золото в бурых углях: условия локализации, формы нахождения, методы извлечения. // Докл. РАН. 2009. т. 424. № 2. С. 239-243.
2. Bacon W.G., Hawthorn G.W., Poling G.W. Gold analyses – myths, frauds and truths. // Can. Instr. Min. Metall. Bull. 1989. V. 82, № 931. P. 29-36.
3. Пат. 2245931 РФ, МПК7 С 22 В 11/02, G 01 N 33/00. Способ определения золота в золотосодержащем сырье // Бюл. 2003. №4.
4. Пат. 2290450 РФ, МПК7 С 22 В 11/02, G 01 N 33/00. Способ извлечения золота из золотосодержащего природного органического сырья. Пат. РФ № 2290450. // Бюл. 2006. № 36.
5. Пат. 2398033 РФ, МПК7 С 22 В 11/02, G 01 N 33/00. Способ извлечения золота из бурых и каменных углей.. // Бюл. 2010. № 24.
6. Рождествина В.И., Сорокин А.П. Первые находки самородных палладия, платины, золота и серебра в бурых углях Ерковецкого месторождения (Верхнее Приамурье). // Тихоокеанская геология. 2010. № 6. С. 26-38.
7. Рождествина В.И., Сорокин А.П., Кузьминых В.М., Киселева А.А. Золото в системе бурый уголь и продукты его горения (зола, дым) // Физ.-техн. проблемы разработки полезных ископаемых. 2011. № 6. С. 148-155.
8. Вялов В.И., Кузеванова Е.В., Нелюбов П.А., Змиевский Ю.П., Ключарев Д.С. Редкометалльно-угольные месторождения Приморья. // Разведка и охрана недр. 2010. № 12. С. 53-56.
9. Zhang J., Ren D., Zheng C, Zeng R., Chou C.L., Liu J. Trace Element abundances in major minerals of Late Permian coals from southwestern Guizhou province, China. // Int. J. Coal Geol. 2002. Vol. 53. №1. P. 55-64.
10. Dai, S., Li, D., Ren, D,, Tang, Y.. Shao, L. Song. H. Geochemistry of the late Permian o 30 coal seam, Zhijin coalfield of southwest China: influence of a siliceous low-temperature hydrothermal fluid. // Appl. Geochem, 2004. 19. P. 1315-1330.

ИННОВАЦИОННЫЕ ПОДХОДЫ К ОЦЕНКЕ КАЧЕСТВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

О.Б. Котова[1], Е.Г. Ожогина[2], А.А. Рогожин[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Коми научного центра Уральского отделения РАН, Россия, г. Сыктывкар, e-mail kotova@geo.komisc.ru
[2] Федеральное государственное унитарное предприятие "Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского" (ФГУП «ВИМС»), Россия, г. Москва, e-mail: vims-ozhogina@mail.ru, rogojin@df.ru

«Учение о полезных ископаемых является сейчас в своей основе прикладной минералогией…». Эти слова В.И. Вернадского привел А.И. Гинзбург в статье [1] об основных проблемах прикладной минералогии. Базовые положения этой статьи, написанной около тридцати лет назад, актуальны и сегодня. Примечательно, что, определяя перспективы развития

прикладной минералогии, А.И. Гинзбург уже тогда отмечал тревожные тенденции, связанные с ухудшением качественных характеристик ресурсного потенциала отечественного (в то время еще СССР) минерально-сырьевого комплекса, которые к настоящему времени лишь усилились. Труднообогатимые бедные комплексные руды черных, цветных, редких, благородных металлов и другие виды твердых полезных ископаемых (включая техногенные), залегающие в районах с тяжелыми горно-геологическими и ландшафтно-климатическими условиями, могут быть вовлечены в рентабельную отработку только при использовании новых нетрадиционных эффективных технологий их добычи, обогащения и переработки. В связи с этим резко возрастает роль оценки качества полезных ископаемых, которая в соответствии с действующими требованиями должна выполняться уже на ранних стадиях изучения сырьевого объекта.

При оценке качества полезных ископаемых приемы и методы современной технологической минералогии являются важнейшим инструментом повышения эффективности геологоразведочных работ и использования минеральных ресурсов. В последние годы технологическая минералогия переживает очевидный подъем, и ее современные возможности подтверждаются результативностью и востребованностью на следующих актуальных направлениях:

- прогнозная технологическая оценка полезных ископаемых;
- проведение геолого-технологического картирования с целью детального изучения зональности распределения минералов и минеральных ассоциаций, вариаций характеристик и свойств рудных фаз, выявления технологических типов и сортов руд на месторождении;
- прогнозирование технологических свойств полезных ископаемых на различных стадиях передела;
- повышение комплексности освоения месторождений и глубины переработки полезных ископаемых;
- минералого-технологическая оценка отходов горно-обогатительных производств;
- направленное изменение свойств минералов для улучшения их технологических свойств;
- выявление и вовлечение в промышленное использование новых нетрадиционных видов минерального сырья;
- оценка экологических последствий добычи и переработки полезных ископаемых и разработка методов, устраняющих эти последствия.

Минералогические работы по всем этим направлениям практически всегда в определенной мере нацелены на оценку качества сырья и продуктов его переработки. Следует отметить, что существенный прогресс в области познания строения и свойств минералов и их ассоциаций, в том числе на микро- и наноуровнях, а также технических средств и методов минералогических исследований, диктуют определенные изменения в подходах к оценке качества минерального сырья.

Глубокое изучение руд, связанное с их сложным морфоструктурным составом, неизбежно привело к привлечению широкого комплекса методов исследования, который нередко требует адаптации в практике минералогических исследований. Так, введение рентгеновской томографии позволило четко выявить характер срастания минералов в окисленных марганцевых рудах и доказать, что по существу тонкодисперсная составляющая этих руд всегда представляет собой полиминеральный агрегат с переменным содержанием оксидов и гидроксидов марганца, иногда гидроксидов железа.

Объективной реальностью становится и то, что в минералогических работах все шире используются количественные методы. При оценке качества сырья необходимо знание не только количественного соотношения минералов в руде, но и количественных морфоструктурных характеристик слагающих ее минералов, которые, в первую очередь, будут определять крупность дезинтеграции руды, а значит, можно будет прогнозировать способы и методы ее измельчения. В качестве примера можно привести адаптацию метода малоуглового рассеяния (рентгеновского или синхротронного излучения) для определения гранулярного состава тонкодисперсной составляющей бокситовых руд. Широкое использование количественного минералогического анализа определяет

совершенствование существующей системы управления качеством минералогических работ.

Применение прецизионных физических методов исследования позволило на новом качественном уровне изучать тонкодисперсные руды, которые, вероятно, в ближайшем будущем будут основными в минерально-сырьевом комплексе. Характерной особенностью является все более широкое вовлечение в арсенал минералогии современных методов и технических средств изучения особых свойств ультрадисперсных кластерных структур и трудно вскрываемых минеральных выделений. Исследование минералов, пород, руд, продуктов их обогащения на наноуровне позволяет разрабатывать технологии ультратонкого диспергирования, модификации и активации свойств поверхности минерального сырья, извлечения микро- и нанометровых фаз из полезных ископаемых и синтеза функциональных наноматериалов. Здесь ярко проявляется интердисциплинарный характер технологической минералогии, которая включает и использует достижения и методы физики, химии и других областей науки, что позволяет глубже понять закономерности и механизмы, контролирующие строение рудного вещества. Изучение труднообогатимых упорных руд прецизионными высокоразрешающими методами, применение специальных технологий их подготовки, обеспечивающих раскрытие и последующее селективное выделение полезных минералов в концентрат или в конечный товарный продукт, позволяет эффективно использовать нетрадиционные виды минерального сырья, в том числе техногенного происхождения. Необходимо отметить, что значительное развитие в природных и техногенных объектах фаз полезных компонентов размером доли микро-нанометров стимулируют развитие инноваций их утилизации.

Инновационные подходы к оценке качества сырья затрагивают и вопросы поисков и изучения перспективных материалов на минеральной основе. Например, нанодиоксид титана может использоваться в фотосорбентах и красках, а наноцеолиты нашли применение в медицине.

Вынужденное вовлечение в переработку низкокачественных комплексных, а, следовательно, практически необогатимых или труднообогатимых руд потребовало не только создание новых технологий оценки их качества, но и, в большинстве своем, новых подходов к технологической оценке. Инновационные подходы к оценке качества минерального сырья в целом определяются требованиями к его исследованию и тесной взаимосвязью ресурсных и технологических проблем, решение которых видится в создании новых прорывных технологий, способных обеспечить комплексное использование полезных ископаемых. предусматривающее максимально возможное извлечение всех полезных минералов и утилизацию отходов.

Эффективность схем обогащения руд и передела концентратов, обеспечивающих наиболее полное извлечение полезных компонентов и получение широкого спектра ликвидных товарных продуктов, как правило, достигается за счет применения следующих принципиальных методических подходов: рационального сочетания методов и технических средств предварительного крупнопорционного или кускового обогащения, селективной рудоподготовки, магнитной, гравитационной, электрической сепарации, селективной флотации; выбора оптимального комплекса химико-металлургических процессов для переработки труднообогатимых руд и продуктов их обогащения (концентратов, промпродуктов, шламов); подготовки тонкодисперсных концентратов к металлургической плавке; обеспечения оптимального соотношения степеней передела на каждой стадии технологической схемы. Сегодня научно обоснованы и разрабатываются интенсифицирующие методы энергетического воздействия на твердые и жидкие фазы труднообогатимого сырья, являющиеся альтернативными по энергозатратам в области сверхтонкого измельчения. Реализация этих методов может существенно повысить полноту и комплексность использования полезных ископаемых [2, 3].

Список использованных источников

1. Гинзбург А.И. Основные направления развития современной прикладной минералогии // Проблемы генетической и прикладной минералогии. М.: Наука., 1990. С.24-37
2. Ростовцев В.И. Теоретические основы и практика использования электрохимических и радиационных (ускоренные электроны) воздействий в процессах рудоподготовки и

обогащения минерального сырья// Вестник Читинского государственного университета..010 №8 (65). С.91-99.
3. Современные направления по переработке труднообогатимого минерального сырья / О.Б.Котова, Е.Г.Ожогина, С.А.Кондратьев, В.И.Ростовцев // Труды конференции «Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды». Том 1. Новосибирск, 2010. 7с.

СТРУКТУРНО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ВОД КАК ОСНОВА ДЛЯ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЙ ИХ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ

И.В. Шадрунова[1], Е.В. Зелинская[2], Н.А. Волкова[3]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: shadrunova_@mail.ru
[2]Иркутский государственный технический университет, Россия, г. Иркутск
[3] ООО «УГМК-холдинг», Россия, г. Верхняя Пышма

К техногенным водам горных предприятий можно отнести сточные воды, пульпу в хвостохранилищах, сбросные подотвальные воды, воды в полигонах обратной закачки шахтных и карьерных вод и гидроотвалах, попутные подземные воды и рассолы, вскрывающиеся при отработке месторождений полезных ископаемых. Высокое содержание ценных компонентов позволяет квалифицировать данные объекты как перспективное техногенное гидроминеральное сырье. Однако, возможность вовлечения природных высокоминерализованных и техногенных вод в промышленную переработку с целью извлечения содержащихся в них полезных компонентов, несмотря на очевидность их высокой ценности, в каждом конкретном случае должна быть обоснована эколого-экономической эффективностью данного производства.

Решение вопроса о комплексной переработке техногенных вод должно быть сделано на основе детального анализа состава, физических, структурно-химических, термодинамических свойств, ресурсной оценки месторождений и проявлений подземных вод, или техногенных объектов, показателей кондиций и эффективности их переработки с целью хозяйственного использования.

Данную проблему интересно рассмотреть на примере попутно вскрывающихся при разработке месторождений подземных высокоминерализованных вод – рассолов. Обычно они имеют высокое солесодержание и содержат в своем составе такие ценные компоненты, как литий, стронций, рубидий. Все возрастающий в последнее время в мире интерес к этим металлам, в частности, к литию, делает недопустимым существующее сейчас положение, когда миллионы кубометров рассолов изливаются из скважин и закачиваются на полигоны захоронения, либо сбрасываются на ландшафт, загрязняя при этом окружающую среду. Мы теряем огромные, сравнимые с объемом мирового потребления, количества этих ценных металлов.

Однако сложность их извлечения требует глубокого понимания физико-химических процессов, протекающих в данной системе, детального изучения состава и теоретического обоснования возможности и технологии переработки данных гидроминеральных ресурсов. В связи с тем, что рассолы представляют собой многокомпонентную систему, наиболее важной задачей при извлечении металлов из них является селективность процесса. Разрабатываемые ранее технологические приемы и схемы излечения основывались чаще всего на предварительном изъятии из рассолов основной массы макрокомпонентов, а затем - доизвлечении микрокомпонентов. При этом с кальциевыми, натриевыми и магниевыми продуктами неселективно извлекались практически все наиболее ценные компоненты, такие как литий, стронций и рубидий, а дальнейшее разделение требовало применения весьма дорогостоящих технологических приемов, что делало их

получение нерентабельным.

Комплекс проведенных коллективом авторов исследований позволяет предположить, что в системе рассолов, в связи с их высоким солесодержанием и значительной разницей в содержаниях макро- и микрокомпонентов изначально создаются условия для возможности селективного выделения последних в начале технологической схемы.

В связи с наличием в подземных водах значительных количеств солей, их свойства отличаются от свойств разбавленных растворов, что и обуславливает особенности их участия в технологических процессах. Основные отличия рассолов от разбавленных растворов проявляются в дополнительной энергии взаимодействия между образующими их частицами; в характере протекания процессов гидратации ионов, растворения, комплексообразования, осадкообразования; в термодинамических, структурных характеристиках и т.д. По нашему мнению именно высокое солесодержание и значительная разница в концентрациях макро- и микрокомпонентов, и весь комплекс вытекающих отсюда особенностей физико-химической системы рассолов, делает возможным селективное извлечение компонентов. Как показали наши исследования, извлечение компонентов из рассолов во многом определяется структурно-химическими свойствами этой многокомпонентной высокоминерализованной системы, зависящими от состава и форм нахождения компонентов в рассолах.

Установление возможности селективного извлечения ионов и условий, способствующих повышению селективности, выполнено на основе анализа изменения термодинамических свойств ионов и системы в целом, а также взаимодействия ион-растворитель. Показано, что значительное влияние на процессы, происходящие в солевом растворе, оказывают структурные особенности растворителя, которые были установлены на основе изучения структурно-термодинамических характеристик гидратации.

Показано, что явления растворимости и гидратации в данной системе определяются разницей термодинамических характеристик индивидуальных ионов в растворителе, то есть водной фазе рассолов. Можно предположить, что в определенной степени различия в их значениях в воде и в рассолах будут равны величине зарядовой составляющей, связанной со структурными эффектами в растворителе, обусловленными ближними и дальними его взаимодействиями с ионами.

Важным аспектом для изучения влияния действия ионов на структуру воды в свете представлений об их упорядочивающем и разупорядочивающем действии является количественная оценка предельных температур положительной и отрицательной гидратации ионов. Значения изменения энтропии гидратации, являющейся параметром, наиболее чувствительным к изменению структуры растворителя, табулированы для температуры 288,15 К. Однако известно, что величина изменения энтропии растворителя $\Delta S^{\circ}_{бл}i$, связанная с перераспределением заряда ионов в области ближней гидратации, как и суммарное изменение энтропии растворителя в процессе ΔS°_{II}, изменяется с повышением температуры и существует, так называемая, предельная температура Тпред., при которой "в результате структурных изменений воды происходит компенсация эффектов упорядочивающего и разупорядочивающего влияния ионов и осуществляется смена одного вида ближней гидратации и на другой"[1]. Этот фактор необходимо учитывать в процессе анализа зависимости извлекаемости ионов из рассолов от их структурно-химических характеристик, так как в технологических процессах происходит изменение температуры, что может оказать не только количественное, но и качественное влияние на результаты извлечения компонентов.

Только литий из элементов 1 группы имеет аномальное значение Тпред., то есть во всем интервале реальных температур оказывает упрочняющее действие на структуру воды.

Очень важными эти результаты являются в связи с тем, что определенным ограничением всей теории гидратации является ее приложение к индивидуальным ионам, тогда как в растворах они существуют в виде стехиометрических смесей, для которых существуют свои значения некоторых факторов, определяющих не только отдельные моменты, но и даже тип гидратации. Так, например, для двухвалентных катионов II группы Периодической системы тип гидратации не изменяется, однако, их стехиометрические смеси с анионом хлора изменяют тип

гидратации, причем при температурах меньших, чем хлор-ион. Это объясняет известное противоречие, заключающееся в том, что, несмотря на очень низкое, близкое к нулю для иона хлора изменение энтропии ΔS_{II}, а, следовательно, практически равную подвижность молекул вблизи него в чистой воде, структура растворов, содержащих хлор-ионы, значительно изменена. Таким образом, в условиях высоких содержаний хлор-ионов и ионов кальция возможно преобладание их положительной гидратации, что будет приводить к дополнительной стабилизации структуры, ослаблению гидратации растворяемой соли, снижению растворяющей способности водного раствора.

Проведенные исследования структурно-химических характеристик рассолов позволяют сделать два очень важных вывода, касающихся возможности селективного выделения компонентов в технологических процессах. Первый заключается в том, что взаимное влияние солей в растворах качественно меняет характер их поведения и состояние системы в целом, увеличивая склонность соли, содержащейся в меньшем количестве (микрокомпонента) к дегидратации, как по абсолютной величине, так и по сравнению с солью, являющейся основным компонентом раствора (макрокомпонента). Второй вывод заключается в концентрационной зависимости изменения свойств микрокомпонентов как от собственной концентрации, так и, что особенно важно, от концентрации макрокомпонента. Например, рост концентрации хлорида кальция способствует дегидратации хлорида стронция, причем, чем значительнее разница в их концентрациях, тем данная закономерность проявляется в большей степени.

Таким образом, комплекс проведенных исследований и полученные зависимости изменения физических и физико-химических свойств рассолов и входящих в них компонентов от минерализации позволил сделать вывод о том, 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, что и определяет механизм их участия в технологических процессах и возможность извлечения в самостоятельные продукты.

Данные выводы послужили основанием предложить технологические схемы для переработки высокоминерализованных техногенных вод горных предприятий с предварительным извлечением микрокомпонентов, которые и были успешно опробованы на рассолах, вскрывающихся при отработке ряда месторождений, расположенных в пределах Сибирской геологической платформы. Извлечения микрокомпонентов в виде хлоридов стронция, лития и рубидия составили от 78 до 98% для различных типов рассолов.

Список использованных источников

1. Крестов Г.А. Термодинамика ионных процессов в растворах. – Л.Химия, 1984.- 272 с.

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

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

Федеральное государственное унитарное предприятие «Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов» (ФГУП ЦНИГРИ), Россия, г. Москва, e-mai: gsedelnikova@ mail.ru

Техногенное минеральное сырье (техногенные месторождения твердых полезных ископаемых) образуются в процессе добычи и переработки руд и песков.

В соответствии с классификацией, предложенной академиком К.Н.Трубецким, техногенными отходами являются: вскрышные и отвальные породы; хвосты обогащения; отходы металлургической и химической переработки; отходы сжигания углей.

При освоении месторождений полезных ископаемых на каждую тонну добываемой руды приходится по некоторым оценкам 0,2-0,3 т и более пород и забалансовых руд. Наибольшее количество вскрышных и отвальных пород образуется в цветной металлургии- 3-8 т на одну тонну перерабатываемого сырья. Помимо этого, на каждую тонну добытой руды приходится от 5 до 25-30% и более пустых пород (забалансовых руд) из-за разубоживания при добыче.

Отходы только горно-обогатительного производства в черной и цветной металлургии составляют более 210 млн. $м^3$ в год горных пород, а хвостов обогащения — 140 млн. $м^3$ в год Затраты на складирование отходов достигают 8% стоимости товарной продукции, накопление отходов сопровождается негативными антропогенными изменениями окружающей среды.

В настоящее время на территории горнодобывающих предприятий России накоплено более 12 млрд. т отходов, образующих техногенные месторождения, содержание полезных компонентов в которых в ряде случаев превышает их содержание в природных месторождениях. Таким образом, техногенные месторождения стали одним из источников расширения минерально-сырьевой базы страны. Одновременно они являются источником повышенной экологической опасности.

В 2004 г. лидеры стран «Большой восьмерки» выступили с инициативой усиления экологической безопасности Мирового сообщества путем сокращения и вторичного использования отходов.

Освоение техногенных месторождений бедного сырья с применением традиционного подхода извлечения одного или двух полезных компонентов (металлов), в большинстве случаев, оказывается экономически нерентабельно, т.к. стоимость извлеченных металлов не окупает затрат по переработке сырья.

В развитых странах вовлечение в переработку техногенного сырья стимулируется тем, что плата за складирование отходов и штрафы за загрязнение окружающей среды столь велики, что предприятие вынуждено решать вопрос утилизации своих отходов.

В настоящее время в России такая система пока не действует. Платежи за хранение и штрафные санкции малы и не стимулируют вовлечение отходов в переработку.

Для достижения рентабельной переработки техногенного сырья необходимо кардинально изменить подход к переработке техногенного сырья:

- во-первых, необходимо рассматривать техногенное сырье, как комплексный минеральный объект, содержащий помимо полезных металлов также нерудную составляющую, из которой может быть получена товарная продукция (различные строительные и др. материалы), стоимость которой может намного превосходить стоимость металлов;
- во-вторых, осуществлять переработку техногенного сырья с использованием новых более совершенных технологий и оборудования, обеспечивающих глубокую и комплексную переработку сырья, увеличение номенклатуры выпускаемой товарной продукции и охрану окружающей среды;
- в-третьих, выполнять комплекс организационных мероприятий по управлению процессами складирования отходов с учётом их дальнейшего использования, формированию техногенных ресурсов минерального сырья определённого качества (для закладки подземных пустот) и др.
- в-четвертых, разработать законодательные и нормативно- правовые основы, регулирующие деятельность организаций, осуществляющих освоение техногенных месторождений.

Комплексная переработка техногенного сырья достигается на основе комбинирования традиционных методов переработки (гравитации, флотации, цианирования и др.) с инновационными технологиями:

- фото- и рентгенорадиометрическая сепарация;
- кучное и бактериальное выщелачивание;
- энергетические методы обработки;

- магнитная сепарация;
- обезвреживание и утилизация отходов.

Фотометрическая сепарация убогих и забалансовых руд в сочетании с глубоким обогащением

Для извлечения полезных компонентов из складированных вскрышных пород и забалансовых руд целесообразно использовать крупнокусковую фотометрическую сепарацию. В результате комплекса исследований, выполненных в ЦНИГРИ по предварительному обогащению руд и техногенного золотосодержащего сырья с использованием современных высокопроизводительных сепараторов нового поколения, разработана эффективная технология предварительной фотометрической сепарации, которая в сочетании с глубокими методами обогащения, позволяет рентабельно перерабатывать бедное и убогое сырье за счет выделения в хвосты сепарации пустой породы с выходом 40-80% и сокращения объема материала, поступающего на фабрику. Так, например, исследованиями показано, что из отвалов руд месторождения Токур с содержанием 0,6 г/т золота с помощью фотометрической сепарации выделено до 75% пустой породы и получен концентрат с содержанием золота 1,9 г/т.

Технология фотометрической сепарации была разработана и использована применительно к рудам месторождения Сухой Лог при пересчете запасов в ГКЗ РФ. На месторождении выделено несколько сортов руд: убогие (содержание золота 0,5-0,8 г/т); бедные (содержание золота 0,8-1,2 г/т); рядовые (содержание золота 3,0-3,5 г/т). Ранее изучались, в основном, рядовые руды. Между тем в бедных и убогих рудах, составляющих около 60% общих запасов месторождения, сосредоточено 25-30% запасов золота. В случае фотометрической сепарации убогой руды с содержанием золота 0,64 г/т выход отвальных хвостов с содержанием золота 0,22 г/т составил 69,12%. Содержание золота в поступающей на глубокое обогащение руде удалось увеличить в 2,4 раза против содержания в исходном сырье при его извлечении 76,12% .

Подсчитанные и утвержденные в 2007 г. с применением фотометрической сепарации запасы золота месторождения Сухой Лог превышают ранее утвержденные в 1977 г. (1041,2 т) в балансовых рудах в 1,9 раза. В т.ч. для открытого способа в 1,6 раза, в забалансовых - в 70 раз.

Кучное бактериальное выщелачивание золото-пиритных хвостов обогащения

В отходах горнопромышленного комплекса содержится значительное количество цветных и благородных металлов, запасы которых сравнимы с запасами коренных месторождений. Так, например, на Урале в хвостах обогащения полиметаллических руд, складированных в хвостохранилищах находится свыше 200 млн.т. хвостов с запасами 160 т золота, 2150 т серебра, 540 тыс.т меди, 800 тыс.т цинка, 130 тыс.т свинца.

В ЦНИГРИ на примере золото-пиритных хвостов обогащения полиметаллических руд ОАО «Святогор» УГМК, содержащих 1,2-1,4 г/т золота, 20-22 г/т серебра, 0,66% меди 0,5% цинка. Учитывая низкое содержание золота в хвостах, разработана комбинированная технология переработки хвостов обогащения. Технология основана на использовании методов кучного бактериального выщелачивания с извлечением благородных и цветных металлов в товарную продукцию и утилизацию нерудной части хвостов переработки.

Золото-пиритные хвосты обогащения полиметаллических руд являются труднообогатимым сырьем. Об упорном характере золота свидетельствуют данные по низкому извлечению золота - 34,0 и 42,7% соответственно из исходного материала крупностью 42,5% -0,074 мм и измельченного до крупности 90% - 0,074 мм.

Для оценки возможности применения метода бактериального окисления для переработки золото-пиритных хвостов выполнены исследования по чановому бактериальному выщелачиванию хвостов с помощью активной ассоциации мезофильных и умеренно термофильных бактерий *Acidithiobacillus (A.ferroxidans и A.thiooxidans), Leptospirillum* (*L.ferrooxidans)*, *Sulfobacillus* и археи рода *Ferroplasma*, имеющихся в лаборатории ЦНИГРИ и проявивших высокую эффективность при бактериальном выщелачивании пирита из золотосульфидных концентратов. Показано, что чановое биоокисление эффективно протекает в течение 7 суток, степень биоокисления пирита составляет 84,8%, извлечение золота в процессе последующего цианирования остатка биоокисления достигает 90,4%.

Учитывая низкие фильтрационные свойства исходных хвостов (<0,3 м/сутки), проводили их

предварительное окомкование перед кучным выщелачиванием с использованием в качестве связующих веществ техногенные хвосты обогащения конверторных шлаков и известь. Определение физико-механических параметров окатышей показало, что коэффициент фильтрации по сравнению с исходными хвостами обогащения сульфидных полиметаллических руд увеличился до 123-163 м/сутки, общая пористость – с 27,17% до 51,03%, полная влагоемкость – с 13,52% до 41,88%, что обеспечивает доступ бактериальных растворов к минеральным зернам, естественную аэрацию массива и интенсивное выщелачивание золотоносного пирита.

Кучное бактериальное выщелачивание полученных окатышей осуществляли с применением выше упомянутой ассоциации микроорганизмов. Бактериальное выщелачивание окомкованных хвостов протекало в две стадии: на первой стадии в сернокислой среде выщелачивали медь и окисляли пирит; на второй стадии после промывки кучи водой, растворяли тонко вкрапленное золото, вскрытое из пирита. В качестве растворителя применяли цианистый натрий или тиомочевину. Цементацию меди из растворов проводили железом предварительным осаждения железа.

В результате кучного бактериального выщелачивания хвостов была достигнута высокая степень окисления пирита на уровне 80% и вскрытия золота. Извлечение золота из остатков биокисления со степенью окисления пирита порядка 80% составляет 82% при цианировании и 75,3% при тиокарбамидном растворении.

Конечными товарными продуктами переработки хвостов обогащения сульфидных полиметаллических руд являются золотые слитки (сплав Доре) с зачетным извлечением золота 80,34% и медь цементная с извлеченим 56,81% при содержании 61,42%.

Разработаны рекомендации по организации опытно-промышленных испытаний кучного бактериального выщелачивания хвостов обогащения сульфидных полиметаллических руд и гидрометаллургического извлечения золота и меди.

Гидро-пирометаллургическая технология переработки пиритных огарков

Ряд предприятий химической и металлургической отраслей промышленности для производства серной кислоты использовали пиритные концентраты, полученные в процессе обогащения полиметаллических руд. В результате обжига пиритных концентратов в печах кипящего слоя получали сернистый ангидрид для производства серной кислоты и пиритные огарки, которые складировали в хвостохранилищах. В бывшем СССР потребление пиритных концентратов составляло около 3 млн. тонн в год. Потребителями пиритных концентратов являлись: Череповецкий, Новомосковский, Уваровский, Рошальский химические и другие комбинаты. В результате их многолетней деятельности в хвостохранилищах по разным оценкам накопилось от 40 до 60 млн. огарков, содержание чёрных, цветных и драгоценных металлов в которых составляет: железа – 48-57%; меди – 0,28-1,0; цинка – 0,4-1,4%; золота - 1,0-2,8 г/т; серебра – 10,0-44,3 г/т.

Несмотря на высокое содержание в огарках железа, они не используются выплавки из них чугуна в доменных печах вследствие присутствия вредных для чёрной металлургии примесей - серы и цветных металлов. По существу единственным потребителем пиритных огарков в настоящее время является строительная индустрия, где они применяются при производстве цемента.

При производстве цемента содержащиеся в огарках полезные компоненты безвозвратно теряются. Между тем, стоимость содержащихся в 1 тонне огарков железа, цветных и драгоценных металлов достигает 240 $ США.

Учитывая, что пиритные огарки уже добыты из недр и прошли наиболее затратные операции рудоподготовки – дробление и измельчение, можно рассматривать хвостохранилища химических предприятий как техногенные месторождения, перспективные для извлечения железа, цветных и драгоценных металлов.

Учитывая, что основная часть золота в огарках (более 70%) присутствует в цианируемой форме. В ЦНИГРИ на примере огарков Новомосковского и Рошальского комбинатов разработана гидрометаллургическая технология (в вариантах кучного выщелачивания и фабричного цианирования), позволяющая извлекать из огарков до 85% золота. Кек после извлечения золота содержит 48-57% железа и пригоден для выплавки чугуна новым методом – с использованием

процесса Ромелт, особенностью которого является восстановительная плавка в барботируемом расплаве, что позволяет выплавлять чугун из сырья с высоким содержанием цветных металлов, серы и кремния. Разработаны технологические регламенты кучного и чанового выщелачивания огарков.

Выщелачивание цветных металлов из хвостов флотации конвертерных шлаков

В результате пирометаллургического производства меди образуются шлаки с высоким содержанием данного металла. В мировой практике переработку такого вида сырья осуществляют в основном гидрометаллургическими методами.

В ЦНИГРИ проведены исследования по выщелачиванию цветных металлов из хвостов обогащения конвертерных шлаков УГМК. Выше сказано об использовании шлаков в качестве материала при окомковании золотосодержащих пиритных хвостов обогащения полиметаллических руд. Дополнительно изучена возможность их переработки путем выщелачивания с применением сернокислого раствора сульфата трехвалентного железа, полученного в результате окисления двухвалентного железа с помощью хемолитотрофных ацидофильных бактерий.

Основными составляющими компонентами шлаков являются Cu, Zn, Fe, S, SiO_2 с содержанием 0,67%, 4,9%, 44,9%, 1,31%, 20,1%, соответственно. Фазовым анализом установлено, что медь в шлаках на 58,1% находится в окисленных (растворимых) формах, 26,48% представлено сульфидными минералами, 15,42% – в виде металла. Цинк в основном представлен трудно растворимыми соединениями - ферритами.

В процессе проведения исследований определены оптимальные параметры ведения процесса, при которых извлечение меди в раствор достигает 79-84%. Из раствора медь осаждается на 99,7% в форме сульфидного медного концентрата с содержанием 23,2% меди, 0,03% цинка и 0,02% Fe, пригодного для отправки на плавку. На основании результатов технологических исследований выданы исходные данные для проведения технико-экономического расчета и рекомендации по организации опытно-промышленных испытаний.

СЕКЦИЯ 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ, РУДОПОДГОТОВКА И МЕТОДЫ ИХ ИНТЕНСИФИКАЦИИ

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД АЛТАЙСКОГО КРАЯ НА ПРИМЕРЕ РУДЫ СТЕПНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.В. Авербух, З.Х. Щербакова, И.А. Власов, Е.В. Собянина

Уральский научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых ОАО «Уралмеханобр», Россия, г. Екатеринбург, e-mail: hamidulina_zh@umbr.ru

Полиметаллические руды Алтайского региона относятся к категории весьма труднообогатимых руд (месторождения Рубцовское, Степное, Таловское, Корбалихинское и проч.). Особенностью таких руд является весьма сложный вещественный, минералогический состав, неблагоприятное соотношение полезных компонентов, наличие значительного количества нерудных минералов.

По вещественному составу руды Степного месторождения представлены в целом одним промышленным типом – полиметаллическим (медно-свинцово-цинковым).

По степени окисленности они подразделяются на два подтипа: первичные сульфидные руды, доля которых составляет более 93%, и окисленные руды (3,4%), резко отличающиеся по своим технологическим свойствам.

Первичные сульфидные руды составляют главную ценность. Особенностью этих руд является относительная выраженность полиметаллического состава. Отмечены большие колебания содержания основных компонентов: цинка (1÷36,6%), свинца (0,5÷19,5%) и меди (0,25÷10,8%), но не выявлено крупных скоплений руд, обогащенных одним из этих металлов. Установлено, что содержание цинка преобладает над свинцом и медью, отношение средних содержаний меди, свинца и цинка составляет 1:3,2:6,8 при средней их сумме – 10,8%. Главными рудообразующими минералами являются сфалерит, галенит и халькопирит. Из второстепенных ценных минералов следует отметить – барит, который является составной частью жильной массы рудных тел. Минеральный состав нерудной части – кварц, хлорит и карбонаты.

Окисленные руды характеризуются резко выраженной неоднородностью состава и строения. Окисленные руды полиметаллического состава (сажистые), приурочены к низам зоны окисления и не имеют особого промышленного значения, являясь труднообогатимыми рудами, представленными в основном вторичными сульфидами.

Проведены исследования на технологической пробе медно-свинцово-цинковой руды месторождения «Степное», планируемой к переработке на Рубцовской обогатительной фабрике, содержащей меди – 0,82%, свинца – 3,57%, цинка – 6,54%.

По результатам выполненного фазового анализа, медь на 91,46% (отн.) представлена первичными минералами и на 6,74% (отн.) – вторичными сульфидами. Цинк, в основном, представлен сфалеритом. Свинец на 88,58% (отн.) представлен галенитом, карбонатной формой на 7,56% (отн.), плюмбоярозитом – на 3,51% (отн.). Это свидетельствует о том, что технологическая проба руды характеризует первичные руды, слабо затронутые окислительными процессами.

Минералогический анализ исследуемой пробы руды по данным микроскопических исследований аншлифов, с учётом данных химического анализа, представлена следующими разновидностями руд и вмещающих пород: кварциты, серпентиниты, кварц-серицитовые и кварц-серпентинитовые породы. При этом условно породы по содержанию халькопирита, сфалерита, галенита и пирита можно разделить, на следующие типы:

I - сфалерит-халькопирит-галенитовые породы с вкраплениями антигорита, кварца и пирита (рисунки 1 и 2);

II - породы с мелкозернистой пиритовой вкрапленностью, в которых присутствуют кварцевые и кварц-карбонатные жилы, содержащие сфалерит, халькопирит, галенит и пирит (рисунки 3 и 4);

III - породы с мелкозернистой пиритовой вкрапленностью, не содержащие сфалерит, халькопирит и галенит.

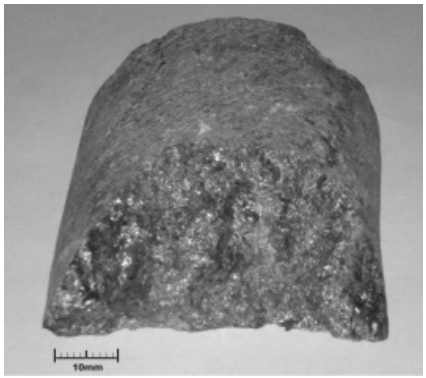


Рисунок 1. Керн сфалерит-халькопирит-галенитовой породы с включениями антигорита и пирита

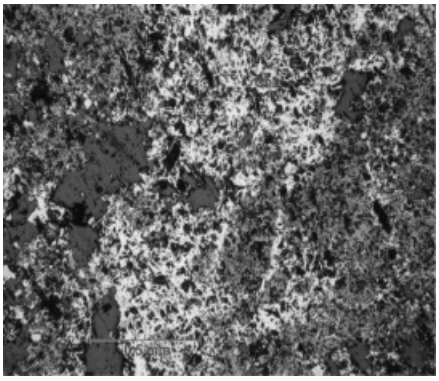


Рисунок 2. Сфалерит (Sfa) – халькопирит (Cha) - галенитовая (Ga) порода с включениями антигорита (Ant) и пирита (Py)

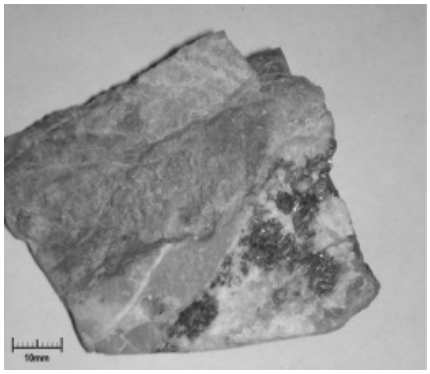


Рисунок 3. Керн, состоящий из кварц-серицитовой породы с кварц-карбонатной жилой, содержащей сфалерит, халькопирит и галенит

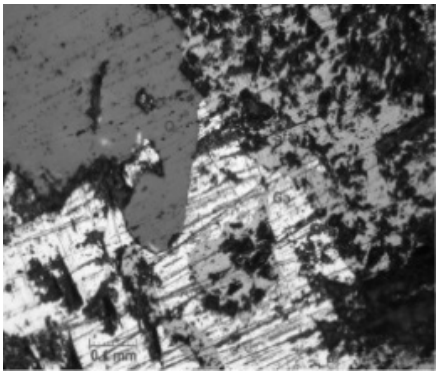


Рисунок 4. Фрагмент кварцевой жилы с сфалеритом, халькопиритом и галенитомСфалерит (Sfa), халькопирит (Cha), галенит (Ga), кварц (Q)

I тип пород имеет следующий минеральный состав: сфалерит (20-80%), халькопирит (5-20%), галенит (3-15%), кварц (до 15%), антигорит (до 15%), пирит (до 5%), серицит (до 2%). II тип имеет следующий состав жил: кварц (40-60%), сфалерит (до 30%), доломит (до 20%), галенит (до 15%), халькопирит (до 8%), пирит (до 3%). Состав вмещающих пород: кварц (50-60%) серицит (40-50%) пирит (до 15%). III тип пород слагает большую часть пробы и имеет следующий минеральный состав: кварц (35%), антигорит (25%), серицит (20%), пирит (18%), полевой шпат (2%).

Общий минеральный состав представленной пробы: пирит (15%); сфалерит (9%);

халькопирит (5%); галенит (4%); ковеллин (<1%); нерудные минералы: кварц (30%); антигорит (20%); серицит (15%); доломит (1%); полевой шпат (1%).

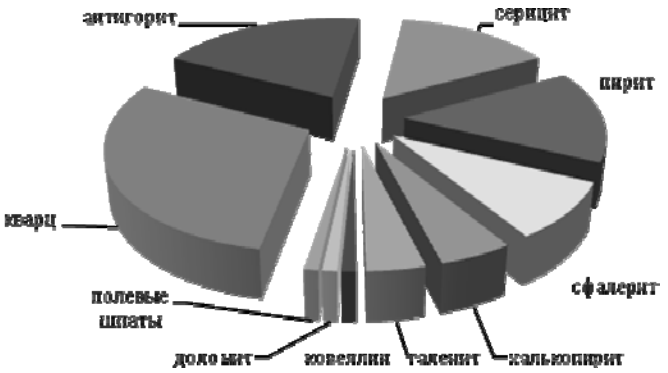


Рисунок 5. Общий минеральный состав пробы полиметаллической руды, представленной на исследования в ОАО «Уралмеханобр»

Пирит в пробе присутствует в виде октаэдрических кристаллов размером от 0,1 до 1 мм. Часть пирита образует вкрапления в породах, не содержащих минералов цинка, меди и свинца, в гораздо меньшем количестве присутствует в кварцевых и кварц-карбонатных жилах, а так же в сфалерит-халькопирит-галенитовых породах. Распределяется в породах равномерно, редко слагает небольшие по мощности жилы и слой. Однако другая часть его представлена тонкой вкрапленностью и находится в тесном срастании с сульфидными минералами. Отмечены мелкие его включения (0,02-0,03 мм), приуроченные к зёрнам халькопирита и сфалерита в сплошных, массивных рудах.

Сфалерит присутствует в кварцевых и кварц-карбонатных жилах, а также в сфалерит-халькопирит-галенитовых породах. В жилах сфалерит образует вкрапления (1-5 мм). В сфалерит-халькопирит-галенитовых породах слагает сплошные массы. Сфалерит ксеноморфен к пириту. Образует взаимопроникающие сростки с галенитом и нерудными минералами. Наиболее тесная связь с халькопиритом, который образует эмульсионные включения в сфалерите, размеры которых 0,001-0,005 мм.

Халькопирит встречается двух видов: в виде крупных выделений неправильной формы и в виде изометричных эмульсионных включений в сфалерите. Халькопирит в виде крупных выделений встречается только совместно со сфалеритом и галенитом, образуя взаимопроникающие сростки с ними. В крупных выделениях халькопирита присутствует ковеллин, который частично замещает халькопирит. В виде эмульсионных включений в сфалерите халькопирит может занимать до 5% объема зерна.

Галенит образует мелкозернистые массы размером до 10 мм. При этом размер зерен не превышает 1 мм. Встречается в кварцевых и кварц-карбонатных жилах, а так же в сфалерит-халькопирит-галенитовых породах. Присутствует только совместно с халькопиритом и сфалеритом, при этом границы с этими минералами неровные.

Минералогические исследования технологической пробы показали, что руды представлены, в основном, массивной текстурой, реже вкрапленной, прожилково-вкрапленной и полосчатой. Структура руд полнокристаллическая, зернистая (от тонко- до крупнозернистой), аллотриоморфнозернистая.

По данным изучения гранулометрической характеристики и распределения основных элементов по классам крупности, отмечена заметная концентрация свинца и меди в классах крупности менее 0,16 мм: среднее содержание меди в классе крупности минус 0,071 мм составляет 1,2%, а свинца 5,1-5,4%. Заметна концентрация цинка в более крупных классах (+0,16 мм). Содержание цинка в классе минус 0,071 мм – 8,4%.

Изучение характера раскрытия рудных минералов показало, что в крупных классах практически все сульфидные минералы находятся в сложных сростках. Первым начинает раскрываться пирит и в классе крупности минус 0,045 мм практически полностью раскрыт. Раскрытие остальных сульфидных минералов идет достаточно медленно. Медные минералы, в классе флотационной крупности раскрыты

только на 47-72%, остальная их часть представлена сростками со сфалеритом, галенитом, пиритом и нерудными. Кроме того, что часть медных минералов находится в сростках в виде вкрапленников в сфалерите. Раскрытие сфалерита идет значительно медленнее: в классе крупности минус 0,071 мм он представлен свободными зернами лишь на 39%, а в классе крупности минус 0,045 мм только на 58%. Остальная часть сфалерита находится в сростках с халькопиритом (10%) и вкрапленниками халькопирита (26%). Галенит раскрывается быстрее, чем халькопирит и сфалерит. В классе флотационной крупности он находится в виде свободных зерен на 56-83%.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что выделение меди и свинца в медно-свинцовый концентрат потребует весьма тонкого измельчения руды, чтобы раскрыть сростки сфалерита с медными минералами и вкрапленниками халькопирита. Следует иметь в виду, что галенит склонен к переизмельчению и шламообразованию, что при флотации увеличивает долю так называемых взаимных потерь.

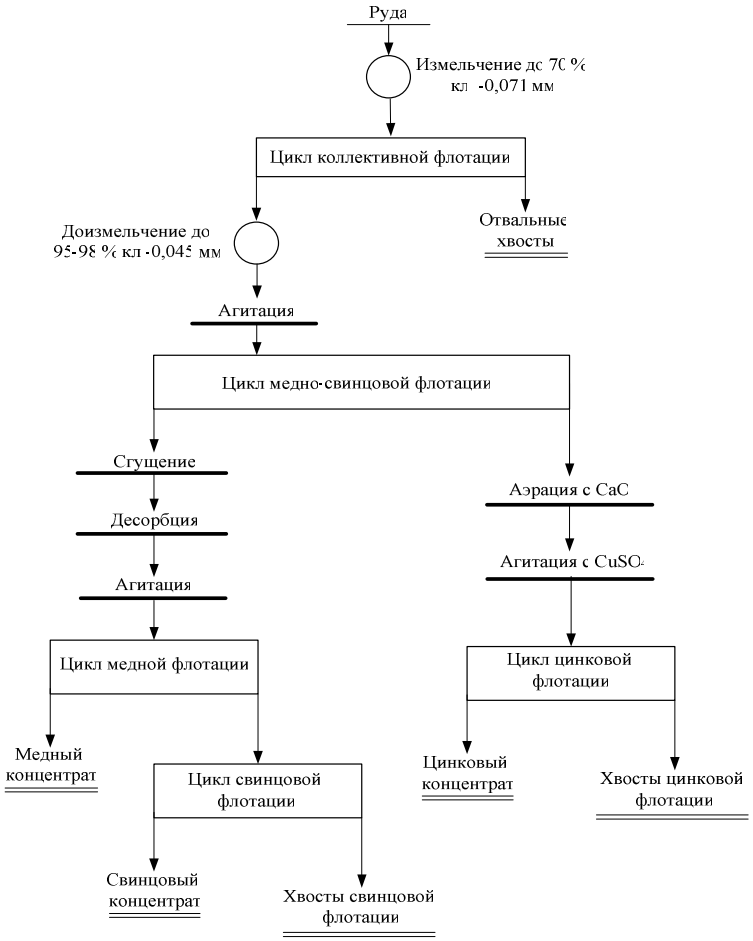


Рисунок 6. Принципиальная схема обогащения полиметаллической руды месторождения «Степное»

Полиметаллическая руда месторождения «Степное» со сложным минералогическим составом и весьма тонкой вкрапленностью сульфидных минералов относится к категории труднообогатимых руд, требующих весьма тонкого измельчения для раскрытия сульфидных минералов.

В результате проведённых лабораторных исследований разработана бесцианидная технология обогащения полиметаллической руды месторождения «Степное» по схеме коллективно-селективной флотации с получением кондиционных медного, свинцового и цинкового концентратов. Принципиальная схема показана на рисунке 6.

Цикл коллективной флотации проводится в содовой среде в присутствии собирателей – бутилового ксантогената калия и бутилового аэрофлота. В цикле медно-свинцовой флотации в качестве депрессоров сфалерита применяются цинковый купорос и сульфит натрия в соотношении 1:2. Десорбция медно-свинцового концентрата проводится после предварительного сгущения до 35-40% тв. в присутствии сернистого натрия и активированного угля; кондиционирование пульпы в цикле селекции медно-свинцового концентрата проводится в среде депрессоров галенита – сульфита натрия и железного купороса в соотношении 1,5:1, при pH 5,2-5,5, поддерживаемом серной кислотой. Свинцовая флотация проводится в высокощелочной среде при pH 11,5-12,0, создаваемом известью, в присутствии цинкового купороса. Цинковая флотация, питанием которой являются хвосты контрольной медно-свинцовой флотации, проводится по классической технологии, включающей аэрационное кондиционирование пульпы в высокощелочной среде с активацией цинковых минералов медным купоросом.

В результате проведённых исследований разработана бесцианидная технология обогащения медно-свинцово-цинковой руды по схеме коллективно-селективной флотации с получением кондиционных концентратов: медного с массовой долей меди 22,8% при её извлечении 72,8%; свинцового с массовой долей свинца 45,6% при извлечении свинца 80,6%; цинкового с массовой долей цинка 52,4% при его извлечении 72,9%.

Выводы

1. По вещественному составу полиметаллические руды Степного месторождения относятся к категории весьма труднообогатимых.
2. Несмотря на сложный вещественный состав, наличие тонкозернистых структур, весьма тонкую вкрапленность, а также тесную ассоциацию сульфидных минералов между собой для полиметаллической руды Степного месторождения разработана и частично внедрена бесцианидная технология обогащения.
3. Коллективно-селективная схема флотации позволяет повысить производительность обогатительной фабрики за счет выделения пустой породы в отвальные хвосты в цикле коллективной флотации.
4. Разработанная технология обогащения руд Степного месторождения обеспечивает получение кондиционных медного, свинцового и цинкового концентратов.
5. Бесцианидная технология обогащения полиметаллических руд Степного месторождения обеспечивает экологическую безопасность технологического процесса в экологически чистом регионе – Алтае.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ С ПОМОЩЬЮ СОВРЕМЕННОГО КОЛИЧЕСТВЕННОГО МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

Г.Я. Аксёнова

ЗАО "Механобр инжиниринг", Россия, г. Санкт-Петербург

В ЗАО "Механобр инжиниринг" на протяжении уже многих лет проводится минералого-технологическое изучение широкого спектра руд цветных, чёрных, редких металлов, золотоносных руд, а также техногенных материалов, продуктов металлургического передела и многих других с помощью компьютеризированного оптического метода количественного минералогического анализа. В настоящее время анализ проводится на базе методик в программе ВидеоТест – Структура 5.1 и программ, разработанных собственными силами. Собственные программы наиболее удобны и просты в использовании, быстро и чётко отвечают требованиям анализа. Постоянное вовлечение в переработку всё большего количества бедных особенно тонковкрапленных, труднообогатимых руд сложного

полиминерального состава и структуры подтвердило незаменимость и практичность применения полуавтоматических анализаторов микроизображения, имеющих ряд существенных преимуществ перед полностью автоматизированными. Главные преимущества полуавтоматических анализаторов это: 1) возможность анализа любой руды; 2) отсутствие на этапе анализа изображений сверхвысоких требований к качеству препаратов; 3) анализ "в живую"; 4) гарантия правильной диагностики выделяемых на экране зёрен минералов любой видимой крупности, начиная с 1 мкм; 5) возможность постоянного контроля и повторной диагностики зерна минерала в сомнительных случаях.

Современный оптический метод количественного минералогического анализа позволяет оценить продукт обогащения сразу по нескольким требуемым для обогащения руды параметрам. В таблице 1 представлен наиболее востребованный в обогащении руд количественный минералогический анализ (фрагмент) на примере средней пробы одной из колчеданных полиметаллических руд Урала крупностью -3+0 мм (время измельчения 5 мин.) с содержанием класса минус 74 мкм – 28%, выполненный на полуавтоматическом анализаторе микроизображений.

Таблица 1. Количественный минералогический анализ пробы руды (Cu – 3,65%; Pb – 1,7%; Zn – 1,7%; S – 35,5%)

№ п/п	Минералы	Содержание,% масс.		Распределение зёрен минералов (% масс.) по классам крупности (мкм)			Всего (%)
		абс.	отн.	0-10	10-70	от 70	100
	Халькопирит	**3,5**	**100,0**	2,8	45,3	51,9	100,0
1	свободные зёрна	0,8	22,9	2,6	25,7	71,7	100,0
	в срастании с:						
2	пиритом	1,8	51,4	1,3	49,2	49,5	100,0
3	сфалеритом	0,2	5,7	7,0	46,9	46,1	100,0
4	в сложных сростках	0,7	20,0	0,2	59,3	40,5	100,0
	Ковеллин, халькозин	**3,1**	**100,0**	5,9	38,7	55,4	100,0
5	свободные зёрна	0,6	19,4	3,3	40,2	56,5	100,0
	в срастании с:						
6	сфалеритом	0,4	12,9	11,7	33,5	54,8	100,0
7	пиритом	2,1	67,7	2,7	42,5	54,8	100,0
8	**Блеклые руды**	0,1	100,0				
	Сфалерит	**8,5**	**100,0**	2,0	33.9	64,1	100,0
9	свободные зёрна	2,0	23,5	3,0	27,3	69,7	100,0
	в срастании с:						
10	халькопиритом	3,0	35,3	0,7	35,2	64,1	100,0
11	галенитом	0,5	5,9	2,0	46,3	51,7	100,0
12	ковеллином	1,4	16,5	0,2	32,0	67,8	100,0
13	пиритом	1,6	18,8	3,9	28,7	67,4	100,0
	Галенит	**1,8**	**100,0**	2,6	34,9	62,5	100,0
14	свободные зёрна	0,5	27,8	4,7	48,1	47,2	100,0
	в срастании с:						
15	сфалеритом	1,3	72,2	0,5	21,7	77,8	100,0
	Пирит	**57,7**	**100,0**	3,5	31,0	65,5	100,0
16	свободные зёрна	27,5	47,7	1,5	25,0	73,5	100,0
	в срастании с:						
17	халькопиритом	15,6	27,0	3,0	30,7	66,3	100,0
18	сфалеритом	4,3	7,4	2,0	30,7	67,3	100,0
19	в сложных сростках	10,3	17,9	7,4	37,6	55,0	100,0
	Сумма рудных минералов	**74,7**					

Полученные результаты представляют самую необходимую, наглядную информацию для технологов о минеральном составе (в данном случае только рудных минералов) исходной пробы, о количественном соотношении минералов, сростков, о степени раскрытия зёрен

каждого минерала, о распределении зёрен минералов по желанию по любым классам крупности и т. д. В частности, из анализа видно, что при данной степени измельчения руды произошло довольно слабое раскрытие сульфидов (например, раскрытие зёрен халькопирита составляет всего 22,9%), и что требуется большее время измельчения для более полного раскрытия рудных минералов.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА УГЛЕРОДИСТЫХ СЛАНЦЕВ КИМКАНСКОГО ПРОЯВЛЕНИЯ AU - PT МИНЕРАЛИЗАЦИИ

Т.Н. Александрова, Л.И. Щербак

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: IGD@rambler.ru

Изучение вещественного состава технологической пробы выполнено с целью выявления благороднометалльной минерализации, определения качественных характеристик, необходимых при обогащении и извлечении полезных компонентов из руды Кимканского благороднометалльного проявления. Для выполнения данного исследования использованы методы минералогического, петрографического, минераграфического и электронно-микроскопического анализа. В составе пробы преобладают филлитовидные мусковит – графит – кварцевые сланцы с переменным содержанием мусковита, графита и кварца, реже наблюдаются хлорит – серицит – кварцевые филлиты (общее название – черные сланцы). Строение гидротермально–метасоматических образований и их взаимоотношения со сланцами наблюдались в прозрачных шлифах. Метасоматиты сложены гранобластовым кварцем прозрачным и серовато – прозрачным, либо мусковит – кварцем, что характеризует их как высокотемпературные образования грейзенового типа.

Количественным минералогическим анализом в составе Кимканской технологической пробы определены полезные компоненты: золото – 7 знаков и серебро – 3 знака, рудные минералы – 3,4%, гипергенные минералы – 4,3%, рудные сростки – 1,4%, рудно – метасоматические сростки – 10,4%, сланцы с тонкой кварцево – рудной вкрапленностью 3,4%, сланцы и метасоматиты без видимой минерализации – 46,2%. Все перечисленные рудосодержащие компоненты, а также сланцы без видимой минерализации имеют рудный потенциал в зависимости от степени измельчения. Для Кимканской технологической пробы оптимальной будет многостадийная схема обогащения с измельчением первой стадии до +0,2 мм. При этом гравитационными методами возможно извлечь самое крупное в данной руде золото 0,15х0,2 мм, а в последующих стадиях с понижением степени измельчения, количество извлекаемого золота будет возрастать до класса +0,071 мм. Рудные минералы Кимканской пробы: метамагнетит, магнетит – 0,97%, арсенопирит – 0,49%, пирит 0,4%, метапирит – 0,2%, вольфрамит – 0,2%, ильменит – 0,08%, висмут – 0,03%, выявлены в сростках с магнетитом, включениях в метамагнетите со свинцом и кварцем, свинец – 0,02%, в зернах и ед. зернах встречены: халькопирит, галенит и минералы марганца. Гипергенные минералы: лимонит–3,3%, гетит, гидрогетит – 0,12%, ярозит – 0,08%. Нерудные минералы: кварц – 21,7%, графит 5,2%, мусковит (биотит, серицит) – 5%, амфибол – 0,03%. Акцессорные минералы: циркон – 0,006%, лейкоксен – 0,003%, сфен, ксенонотим, монацит, рутил, апатит, ортит.

Золото. Размер зерен – 0,005 – 0,2 мм, цвет желтый, светло – желтый. Форма: пластинки удлиненные, изометричные; комковатая, иногда приближенная к кубу, октаэдру, шаровидная, чешуйчато – пластинчатая. В отраженном свете имеет золотисто – желтый цвет, сильный блеск, высокую отражательную способность. Рельеф низкий – I группа относительного рельефа.

Сингония кубическая. Изотропное, но в скрещенных николях полностью не угасает. Анализировалось золото в продуктах обогащения методом растровой электронной микроскопии с энергодисперсионным детектором (РЭМ-РСМА). Классификация золота исследуемого объекта:

I. Монометалльное золото.

1.К-4. $Au_{92,89}$ $C_{7,11}$. Объект исследования размером 200х300 мкм. Конгломерат, цементируемый золотом, «галька» кварцевая с графитом и железом.

2. Au_{100} (спектр 1), пластинка 70Х30 мкм с точечными включениями и 2 зернами квадратного сечения тантала ($Au_{96,84}$ $Ta_{3,16}$ спектр 2).

I. Золото, ассоциированное с серебром Au, Ag – 10 знаков, примесь серебра от 2 до 19%.

II. Золото, ассоциированное с серебром и железом . Au, Ag, Fe –2 знака.

III. 1)$Au_{98,35}$, $Ag_{1,65}$; 2) $Au_{98,7}$, $Fe_{2,2}$; 3) $Au_{21,5}$, $O_{43,68}$, $C_{1,15}$, $Fe_{22,45}$, $Ti_{0,5}$,

$K_{2,92}$, $Si_{3,97}$, $Al_{3,75}$, $Mg_{0,92}$. Три спектра одного зерна: первый на чистой поверхности, второй и третий на запыленной. Анализ спектров показывает, что во втором нет серебра и если убрать из него железо и породообразующие элементы (пыль), то зерно окажется неоднородным по составу.

Таблица 1. Электронно–микроскопический анализ минеральных сростков (конкретные спектры), немагнитная фракция –0,5+0,1 мм исходной пробы

№ п/п	Элементный состав сростков	Примечания
1	$Au_{80.69}$, $Fe_{0.99}$, $O_{1.73}$, $C^{*}_{16.58}$	Золото + метамагнетит
2	$Au_{39.02}$, $Fe_{8.39}$, $S_{6.92}$, O_{7}, $C_{38.67}$	Золото + метапирит
3	$Bi_{5.28}$, $Fe_{26.9}$, $S_{25.3}$, $O_{15.74}$, $C_{26.78}$	Висмут + медь + пирит
4	$Sn_{2.36}$, $Zn_{2.76}$, $Cu_{60.24}$, $Fe_{4.03}$, $S_{2.78}$, $Si_{0.7}$, $O_{4.49}$, $C_{23.34}$	Олово + + медь + цинк+пирит
5	$Au_{36.16}$, $Rb_{0.77}$, $Cu_{0.9}$, $Fe_{12.59}$, $S_{13.57}$,$O_{9.43}$, $C_{26.58}$	Золото + рубидий+ метапирит + сланец
6	$Au_{13.51}$, $Fe_{10.99}$, $K_{1.59}$, $Si_{4.67}$, $Al_{4.25}$, $O_{44.37}$, $C_{20.61}$	Золото + метамагнетит + сланец
7	$Y_{25.14}$, $Dy_{3.5}$, $Al_{1.6}$, $Fe_{3.08}$, $P_{11.43}$, $Si_{1.18}$, $O_{31.22}$, $C_{22.84}$	Иттрий +диспрозий + метамагнетит+фосфор+сланец
8	$Au_{72.44}$, $Hg_{5.21}$, $Fe_{6.39}$, $K_{0.62}$, $Si_{1.68}$, $Al_{0.91}$, $O_{12.75}$	Золото + ртуть + метамагнетит + сланец
9	$Au_{61.14}$ $Hg_{3.81}$ $K_{1.2}$ $Cl_{0.97}$ $Si_{2.69}$ $Al_{1.14}$ $Na_{0.59}$ $O_{12.28}$ $C_{16.17}$	Золото+ртуть+сланец
10	$Zn_{64.05}$ $Fe_{19.76}$ $O_{5.56}$ $C_{10.63}$	Цинк самородный
11	$Zn_{68,76}$ $Si_{0.8}$ $O_{16.71}$ $C_{13.74}$	
12	$Bi_{22.48}$ $Tc_{7.72}$ $Fe_{19.75}$ $K_{0.58}$ $Si_{2.96}$ $Al_{2.59}$ $O_{35.73}$ $C_{8.19}$	Висмут самородный с включениями технеция
13	$Pb_{13.93}$ $Tc_{7.75}$ $Fe_{18.82}$ $K_{1.72}$ $Si_{4.19}$ $Al_{3.74}$ $O_{37.54}$ $C_{12.32}$	
14	$Tc_{5.87}$ $Bi_{10.03}$$Pb_{4.81}$ $Fe_{13.37}$ $K_{1.96}$ $Si_{5.61}$ $Al_{4.39}$ $O_{39.72}$ $C_{14.24}$	

Платина наблюдалась в полированном шлифе - изометрическое зерно размером 0,1 мм с неровными краями (возможно, это сросток кубических кристаллов) со средним рельефом, отражательной способностью 73 –78% (ярко – белый цвет). Изотропное. Кубическая сингония хорошо прорисована во внешнем контуре зерна. В кристалле метапирита электронным микроскопом выявлено зерно платины размером $1 \cdot 10^{-9}$ мм. Кроме того присутствие минералов платиновой группы (платина, иридий, осмий), а также редкоземельной минерализации установлено во всех исследованных полированных шлифах и продуктах гравитационно – флотационного обогащения. В продуктах гравитационного обогащения (13 проб магнитных фракций) платина установлена в 3 пробах, причем в 2 – х совместно с золотом, иридий – в 5 пробах, осмий в 3 совместно с иридием, иттрий в 4 – х пробах. Минеральный состав магнитной фракции продуктов гравитационного обогащения довольно однообразен: метамагнетит,

* Весовые проценты по данным РЭМ-РСМА

магнетит + кварц, магнетит → метамагнетит, реже сланцы с вкраплениями метамагнетита, но электронно-микроскопические спектры этих фракций несут обширную геохимическую информацию:**Au, Ag, Pt, Jr, Os, Y, Yb, La, Ce, Nd, Po, Dy, Gd, Ru, Rb, Rh, Th, Zr, Hg, Sn, Zn, W, Cu, Mo, Bi, Te, Mn, Pb, Cr, Ni, Co, Ti, As, Sb, P*** и др. Следует отметить, что золото выявлено в 9 магнитных фракциях, в которых минералогическим анализом оно установлено от 1 до 12 знаков. В отраженном свете поляризационного микроскопа оно наблюдалось в виде сростка трех зерен пластинчатой формы, ярко-желтого цвета. Платина, иридий, осмий иттрий электронным микроскопом фиксируется четко.

Не менее информативными, чем полированные шлифы, в отношении рудной минерализации являются флотационные концентраты, но в них золото фиксируется редко. Обобщенный спектр основного флотационного концентрата (хвосты гравитации, доизмельченные до – 0,2+0,0): **Au, Ag, Pt, Ir, Y, Yb, Dy, Gd, P, La, Ce, Nd, Fe, W, Zr, Co, Ca, Al, Si, O, S, C.** В таблице 1 приведены некоторые результаты электронно – микроскопического анализа минеральных сростков из немагнитной фракции исходной пробы (–0,5+0,1 мм), выполненного с целью выявления включений золота.

Таким образом, благородные металлы в руде сланцев Кимканского проявления Au - Pt минерализации образуют включения в пирите, метапирите, магнетите, метамагнетите, рутиле и др. минералах и самородных металлах, а также сплавы с самородными металлами. Эти формы извлекаются флотацией и пирометаллургическими методами. Во многих странах мира для извлечения дисперсных форм благородных металлов из черносланцевых руд внедрены биотехнологические и гетерокоагуляционные методы.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА СУХОГО МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ СЛАБОМАГНИТНЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭФФЕКТА ВИБРАЦИОННОГО ПСЕВДООЖИЖЕНИЯ

В.А. Арсентьев, Ю.И. Азбель, И.И. Блехман, В.Б. Васильков, С.В. Дмитриев, А.О. Мезенин

Научно-производственная корпорация «Механобр-техника», Россия, г. Санкт-Петербург

В связи с постепенным истощением запасов полезных ископаемых в переработку вовлекаются труднообогатимые тонковкрапленные руды, обогащение которых требует особого подхода, связанного с совершенствованием технологий обогащения и с модернизацией оборудования.

Существующие технологии обогащения тонковкрапленных слабомагнитных руд включают в себя использование значительного количества технологической воды, что в свою очередь связано со значительными материальными затратами на обеспечение оборотного водоснабжения и последующую сушку готового концентрата. Поэтому применение сухих методов обогащения тонковкрапленных слабомагнитных руд является приоритетным направлением не только в экономическом плане, но и с точки зрения экологического аспекта как не менее важного фактора в обогатительном переделе.

На основании вышеизложенного разработан, изготовлен и испытан электромагнитный сепаратор ЭВС–15/5 для сухого обогащения тонковкрапленных слабомагнитных руд, в котором в качестве дезагрегирующего фактора использовано вибрационное воздействие. Сепаратор позволяет эффективно извлекать слабомагнитные частицы и обеспечивает экологически безопасное обогащение минерального сырья на горно-обогатительных предприятиях.

* Обобщенный спектр составлен из многочисленных конкретных по одному или ряду объектов

КИД-ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО ЩЕБНЯ

В.А. Арсентьев[1], А.Н.Сафронов[1], С.Л. Орлов[1], П.А.Спиридонов[1], А.А. Далатказин[2]

[1] НПК «Механобр-техника», Россия, г. Санкт-Петербург
[2] ОАО «Орское карьероуправление»

Повышенный спрос на высококачественный кубовидный щебень мелких фракций, связанный с выполнением государственных программ строительства дорог и доступного жилья, стимулировал многие предприятия к выпуску такого продукта. Для поддержания конкурентоспособности своей продукции и соответствия её требованиям рынка, предприятия вынуждены модернизировать производство путем реконструкции действующих и строительства новых технологических линий с применением современного дробильного оборудования.

Производительность линии (установки) и содержание зерен пластинчатой и игловатой формы в щебне определяется минералогическим составом, текстурно-структурными особенностями, прочностью сырья и типом дробилки, используемой на конечной стадии дробления.

Мировой и отечественный опыт получения высококачественного кубовидного щебня базируется на следующих альтернативных подходах:

- применении специальных дробилок-грануляторов;
- применении безэксцентриковых дробилок, в конструкции рабочей камеры которых закладывается возможность дробления в слое материала. Принцип дробления в слое проще всего реализуется в конусных инерционных дробилках КИД ® (зарегистрированный торговый знак НПК «Механобр-техника» (ЗАО).

Создан типоразмерный ряд конусных инерционных дробилок для получения товарного щебня с кубовидностью не менее 85% и производительностью от 15 до 250 т/ч.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОКИСЛЕННЫХ МАРГАНЦЕВЫХ РУД СУНГАЙСКОГО И СЕЛЕЗЕНЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Ю.М. Астахова, Н.И. Орлова

ФГУП ВИМС, Россия, г. Москва

В России марганцевые руды относятся к стратегическому и дефицитному виду минерального сырья. В настоящее время более 90% марганцевого сырья экспортируется из Казахстана и Украины. С целью частичного покрытия дефицита марганцевых продуктов ООО УК «Сибирская Горно-Металлургическая Компания» создает в г. Новокузнецке собственное производство силикомарганца. Сырьевой базой окисленных марганцевых руд для данного производства будет служить Селезеньское месторождение, а в будущем и Сунгайское, приурочены к Алтае-Саянской марганценосной провинции.

Селезеньское месторождение окисленных руд марганца находится в Горной Шории Бийско-Катуньской структурно-формационной зоны. В геологическом строении принимают участие отложения от венда-нижнего кембрия – карбонатные и карбонатно-кремнисто-сланцевые породы - до современных. Широко распространены коры выветривания (КВ) мел-палеогенового возраста и продуктами их ближнего переотложения.

Коры выветривания по сланцам разного состава послужили одним из основных источников гипергенной марганцевой минерализации, развитой в продуктах переотложения КВ, выполняющих, в основном, карстовые впадины.

Отложения разного генезиса распространены без видимой закономерности, что характерно для осадков, выполняющих карстовые впадины, в которые снос происходит одновременно практически со всех сторон. Руды марганца здесь залегают на глубинах от поверхности до 50 и

более метров, в основном, в продуктах переотложения кор выветривания смешанного состава: дресвяно-глинистых и щебнисто-дресвяно-глинистых и в маршаллитах в виде субгоризонтальных и пологопадающих пластово-линзовидных тел неправильной формы и переменной мощности.

Сунгайская площадь расположена в центральной части Салаирского кряжа и приурочена к Тягун-Таловской горст-антиклинали, сложенной метаморфизованными вулканогенно-осадочными образованиями венд-нижнекембрийского возраста. В пределах участка распространены коры выветривания мел-палеогенового возраста и продукты ее переотложения. Окисленные марганцевые руды приурочены к зонам повышенной трещиноватости в микрокварцитах кварцево-сланцевой пачки – инфильтрационные прожилково-брекчиевые или прожилково-брекчиевидные руды, к интенсивно брекчированному жильному кварцу, сцементированному гидроксидами и оксидами марганца – брекчиевые руды, а также к пологим склонам, выполненным пестроцветными валунно-дресвяно-глинистыми осадками переотложенных продуктов КВ – валунчатые руды. Валунчатые руды сменяют по простиранию инфильтрационные руды. В среднем руды содержат 10-15% марганца.

На Селезеньском месторождении установлено два основных типа проявления рудной минерализации. 1-ый тип представлен землистыми и порошковатыми марганцевыми и железо-марганцевыми рудами, представляющими собой рыхлый материал полиминерального состава, в котором присутствуют в переменном количестве плотные «валунчатые» марганцевые образования. На отдельных гипсометрических уровнях выделяются практически сливные руды марганца сформированные натечными и почковидными образованиями. 2-ой тип – это маршаллиты, характеризующиеся неравномерной «пропиткой» марганцем с включением обломков плотных марганцевых и железо-марганцевых руд при переменном содержании глинистого и кварцевого материала (при резком превалировании последнего). Главным рудным минералом является псиломелан, представленный несколькими разновидностями, отличающимися морфологией выделения и физическими свойствами. Как правило, псиломелан имеет скрытокристаллическое, реже колломорфное строение; нередко выполняет роль цемента в кварцитовых брекчиях. Характерна тесная ассоциация псиломелана с криптомеланом, пиролюзитом и асболаном, которые находятся в подчиненном количестве в порошковатых рудах.

К главным рудным минералам также может быть отнесен гетит, распределенный в рудах неравномерно, представленный преимущественно скрытокристаллической разновидностью.

Главный породообразующим минералом является кварц, преобладающий по количественному содержанию. Он является породообразующим минералом маршаллитов, в которых присутствует в виде мелких зерен неправильной формы со сглаженными очертаниями размером менее 0,1 мм. Кварц, слагающий кварциты, представлен в основном скрыто-, тонко-мелкокристаллическими агрегатами и индивидуализированными зернами, которые в различной степени содержат рудную минерализацию.

Марганцевые руды Сунгайского месторождения отличаются многообразием текстур: колломорфной, брекчиевидной, пятнистой, прожилковой, цементной. Нередко наблюдается сетчатый, каемчатый, фонарный, ячеистый рисунок руды. Структура руды от скрытокристаллической до среднекристаллической, иногда отличаются реликты метаколлоидного строения.

Главным рудным минералом является псиломелан, в ассоциации с которым присутствуют криптомелан, голландит, литиофорит, якобсит. В руде так же встречается пиролюзит как в ассоциации с минералами группы псиломелана, так и образующий самостоятельные выделения. Из минералов железа фиксируются гетит, гематит, ферригидрит, распределенные в руде неравномерно.

Главный породообразующий минерал - кварц, присутствующий в виде обломков разной степени окатанности. Так же он входит в состав кварцитов, которые в значительном количестве фиксируются в руде. Следует отметить, что нередко отмечаются полиминеральные агрегаты, образовавшиеся за счет тесного срастания кварца с гидроксидами марганца.

Особенности минерального состава и строения руд в значительной степени определяют их обогатимость.

Морфоструктурные особенности руд Селезеньского месторождения позволяют говорить о возможности накопления марганцевых желваков и их фрагментов, а также кремнистых пород с обильной марганцевой минерализацией в крупных классах. При этом тонко дисперсные

гидроксиды марганца, формирующие порошковые и землистые руды будут концентрироваться в тонком материале, ассоциируя с кварцем алевритовой размерности. Присутствие полиминеральных марганцевых агрегатов, сложенных тесно ассоциирующими оксидами и гидроксидами марганца не позволит селективно выделить конкретные минералы в самостоятельные продукты. Присутствие марганцевых минералов будет отмечаться во всех продуктах гравитационного и магнитного анализов.

Морфоструктурные особенности руд Сунгайского месторождения так же определяют возможность накопления фрагментов почко-гроздевидных агрегатов марганца в крупных классах. При этом степень раскрытия рудных минералов увеличивается с уменьшением крупности материала. Следует отметить, что значительная часть марганцевых минералов, присутствующих в коррозионных рудах, имеющих сетчатый, петельчатый, фонарный рисунок, не подлежит раскрытию. Тесное срастание гидроксидов и оксидов марганца с кварцем не позволят рассчитывать на получение концентратов с высоким содержанием марганца даже при тонком измельчении руды. Однако, гравитационным методом возможно разделить кварц и рудные минералы, т.к. они отличаются плотностными характеристиками.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ КОЛЧЕДАННЫХ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ТАРНЬЕРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В.А. Бочаров[1], В.А. Игнаткина[2] (e-mail: woda@mail.ru), Л.С. Хачатрян[2], А.Р. Макавецкас[2], А.А. Бондарев[3], С.Н. Андреев[3], В.Л. Комаровский[3]

[1]Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет», Россия, г. Москва
[2]Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Москва
[3]ОАО «Святогор», Россия, г. Красноуральск

При переработке колчеданных медно-цинковых руд Тарньерского месторождения на ОАО «Святогор» отмечены различия при флотационном обогащении пиритных медно-цинковых руд и пирротино-пиритных медно-цинковых руд, в которых содержание пирротина достигает 40-60% от общей суммы рудных минералов.

Минеральный состав 2-х типов колчеданных руд отличается содержанием пирротина и пирита, а так же различным составом минеральных ассоциаций пирита. В пиритной руде пирит в основном представлен мономинеральными зернами и минеральными ассоциациями с халькопиритом, а в пирротиновой пробе пирит в основном присутствует в сростках со сфалеритом и кварцем. Массовая доля меди и цинка для пиритной медно-цинковой руды составляет: 1,44 и 4,01, а для пирротино-пиритной медно-цинковой руды величины выше – 2,02 и 4,7%, соответственно.

Несмотря на высокое содержание пирротина, содержание в руде благородных металлов, за исключением серебра, ниже содержания для его извлечения в промышленных условиях, г/т: Au – 0,75; Pt – 0,19; Pd – 0,36; Ag – 20,5. Химический анализ показал незначительную массовую долю никеля (≤0,001%) и кобальта (≤0,004%).

Для пирротино-пиритной медно-цинковой руды характерно преобладание по размеру мономинеральных выделений сфалерита и сульфидов железа (пирротина и пирита), в то время как халькопирит имеет наименьший размер мономинеральных выделений. Высвобождение халькопирита крупностью менее 5 мкм и наличия шламистых частиц пирротина приводит к неселективной флокуляции минералов и потерям сульфида меди в цикле селекции коллективного концентрата. Подобный характер мономинеральных выделений сульфидов требует изменений в режиме рудоподготовительных операций измельчения и доизмельчения, введения межцикловых операций флотации.

Наши исследования показали, что наиболее низкая флотируемость пирротина достигается при продолжительной аэрации, даже при невысокой щелочности среды (pH = 8,0-9,0), с использованием селективного собирателя МТФ.

Преобладание неактивированной формы сфалерита при величине цинкового модуля 2,4-2,9 в обоих типах руд Тарньерского месторождения позволяет производить выделение сфалерита в готовый цинковый концентрат в рудном цикле из хвостов коллективной флотации с использованием селективного собирателя.

Использование Берафлота 3035 в сочетании с бутиловым ксантогенатом в соотношении 3:1 при флотации пиритной медно-цинковой руды Тарньерского месторождения позволило разработать реагентный режим флотации, по которому флотируемость неактивированного сфалерита значительно отстает от флотации сульфидов и позволяет выделить кондиционный цинковый концентрат в рудном цикле.

Предложен новый собиратель МТФ, в составе которого снижена мольная доля тионокарбамата, способного, как установлено нашими исследованиями, к образованию комплексных соединений с Fe^{2+}, и соответственнок к закреплению на пирротине. Тем не менее, доля неионогенного сульфгидрильного собирателя в сочетании с изобутиловым дитиофосфатом остается преобладающей.

Собиратель МТФ при низких расходах повышает кинетику флотации медных минералов и позволяет фракционное выделение готового медного концентрата в начале процесса. Сочетание собирателей МТФ и бутилового ксантогената при соотношении 3:1 повышает технологические показатели при сокращении суммарного расхода собирателей.

Таким образом, установленные закономерности взаимодействия составляющих композицию собирателей Берафлот 3035 и МТФ с сульфидами меди и железа, как на поверхности, так и в жидкой фазе, позволяют наиболее полно учитывать технологические особенности руды при флотации и осуществлять направленное изменение контрастности свойств при разделении сульфидов меди, сфалерита и сульфидов железа (пирит и пирротин).

Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ и Минобрнауки РФ (контракт 16.515.11.5037).

МЕТОДЫ АНАЛИЗА ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ КВАРЦА

Т.П. Бубнова, Л.С. Скамницкая

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт Геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

Наиболее часто применяемые методы лабораторного определения гранулометрического (зернового) и микроагрегатного состава могут быть прямыми либо косвенными (табл. 1).

Таблица 1. Методы гранулометрического анализа

Методы	Название метода	Способ определения содержания фракций
Прямые	Ситовой	Рассеивание на ситах
	Седиментационный (Сабанина, пипеточный и др.)	Отмучивание в воде
Косвенные	Визуальный	Визуальное определение
	Ареометрический	Измерение плотности суспензии
	Импульсный	Количество импульсов

Выбор того или иного метода для определения размеров частиц основывается в первую очередь на диапазоне их размеров [1]. Наиболее часто в обогащении используется ситовой анализ, представляющий собой анализ размеров частиц путем их просеивания сквозь систему сит.

При анализе тонко- и мелкозернистых песчаных материалов определения проводят более затратными и трудоемкими методами - отмучиванием, по скорости падения частиц в воде. Наиболее распространены методы двойного отмучивания - Сабанина и пипеточный, используемые для анализов мелкопесчаных материалов, имеющих небольшое содержание (не более 10%) частиц размером менее 10 микрон. Погрешности в определении процентного содержания частиц размером менее 10 микрон весьма значительные.

Ареометрический метод позволяет более точно проводить анализ, но должен применяться в комбинации с ситовым, т.к. позволяет определять размер частиц менее 100 микрон.

Современные методы анализа гранулометрического состава относятся к косвенным. Импульсный метод анализа гранулометрического состава основан на наблюдении за потоком частиц через пучок света, направленный перпендикулярно их движению. Лазерная дифракция – это метод, основанный на зависимости угла рассеяния света на частицах от их размеров (чем больше размер, тем меньше рассеяние). Лазерная дифракция позволяет проводить анализ в очень широком диапазоне размеров частиц - от 0,01 до 2000 мкм. Динамическое рассеяние оптимально для определения размеров частиц в субмикрометровом диапазоне (0,5 - 5 мкм). Счетчики позволяют анализировать частицы 1 - 5000 мкм.

В процессе научно-исследовательских работ, в т.ч. при лабораторных испытаниях обогатимости различных руд, в Институте геологии Карельского научного центра для гранулометрического анализа измельченных материалов используется лазерный анализатор частиц LS 13 320 компании BECKMAN COULTER. Анализатор позволяет измерять и распределять по размерам частицы, суспензированные в жидкой среде, на основе принципа светорассеяния в соответствии со стандартом ISO 13320-1 и анализировать размеры частиц от 0,040 до 2000 мкм за счет высокого разрешения и использования волн различной длины (таблица 2).

Таблица 2. Технические характеристики анализатора частиц LS 13 320

Лазер	Диодный
Мощность лазера	5 мВт
Рабочая мощность	4 мВт
Длина волны диодного лазера	750 – 780 нм
Длины волн вольфрамово-галогенной лампы для системы PIDS	450-600-900 нм

При механическом дроблении-измельчении кварцев, что отмечается многими исследователями, в рабочей фракции образуются зерна разной формы. Пластинчатые и игольчатые зерна имеют толщину, которая менее длины в 1,5-3 раза, что хорошо видно на микрофото различных фракций готовой крупки (0,315-0,1 мм) кварца месторождения Майское, полученной ситовым методом (рис. 1).

Анализ гранулометрического состава этой крупки на лазерном анализатор частиц LS 13 320 показал, что содержание зерен размером свыше 0,315 мм достигает 31,82% (причем, содержание максимально крупной фракции 0,6-0,95 мм – 2,26%) (табл. 3, рис. 2).

Так как точность определения гранулометрического состава напрямую зависит от подготовки материала к анализу, для поддержания дисперсности образца использовали ультразвуковую диспергацию в водной среде. Оптимальным явился режим при совместном использовании диспергирования суспензии ультразвуком с добавлением в водную среду в качестве диспергатора водного раствора ПАВ, в качестве которого выбран высокомолекулярный сульфонат нормального строения с молекулярным весом 388 и числом углерода в молекуле – 22 при расходе ПАВ - 0,2 мг/л.

Величина систематической ошибки (правильности) результатов определений на лазерном анализаторе частиц оценивалась в области среднего размера и составила 1% статистически расходящихся индивидуальных результатов анализа.

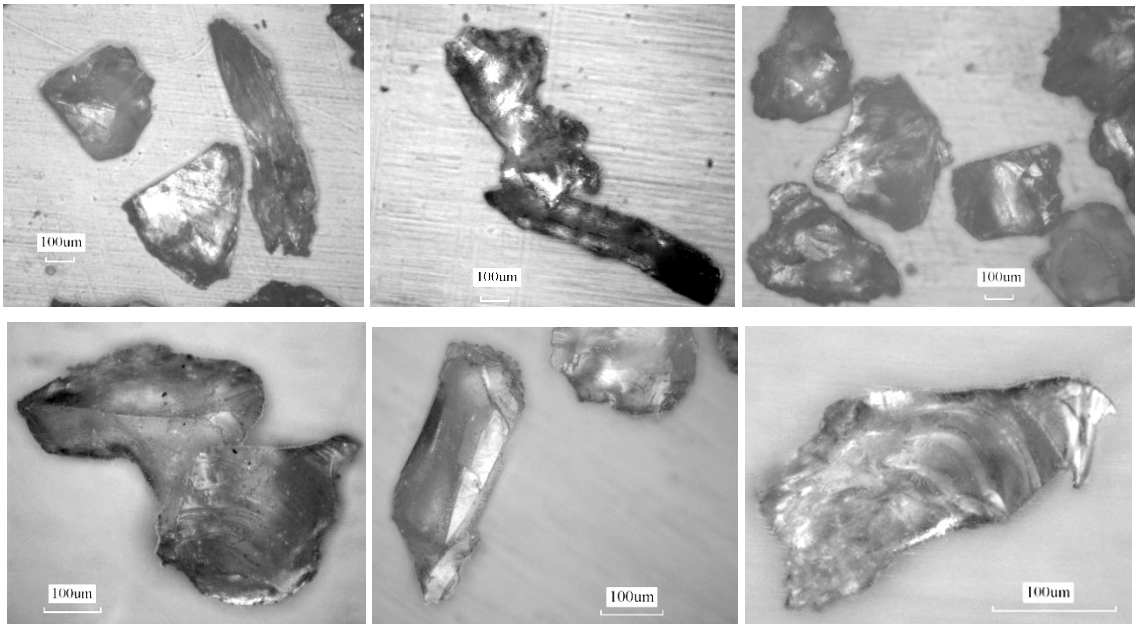


Рисунок 1. Микрофото кварцевой крупки, полученные на лазерном анализаторе поверхности Color 3D Laser Microscope VK-9710K

Таблица 3. Сравнительный анализ гранулометрического состава крупки 0,315-0,1мм

Метод определения	Содержание по фракциям, мм,%				
	<0,1	0,1-0,16	0,16-0,25	0,25-0,315	>0,315
Лазерный анализатор	2,13	13,69	29,34	23,03	31,82
Ситовой анализ	1,12	29,80	33,33	15,46	20,29

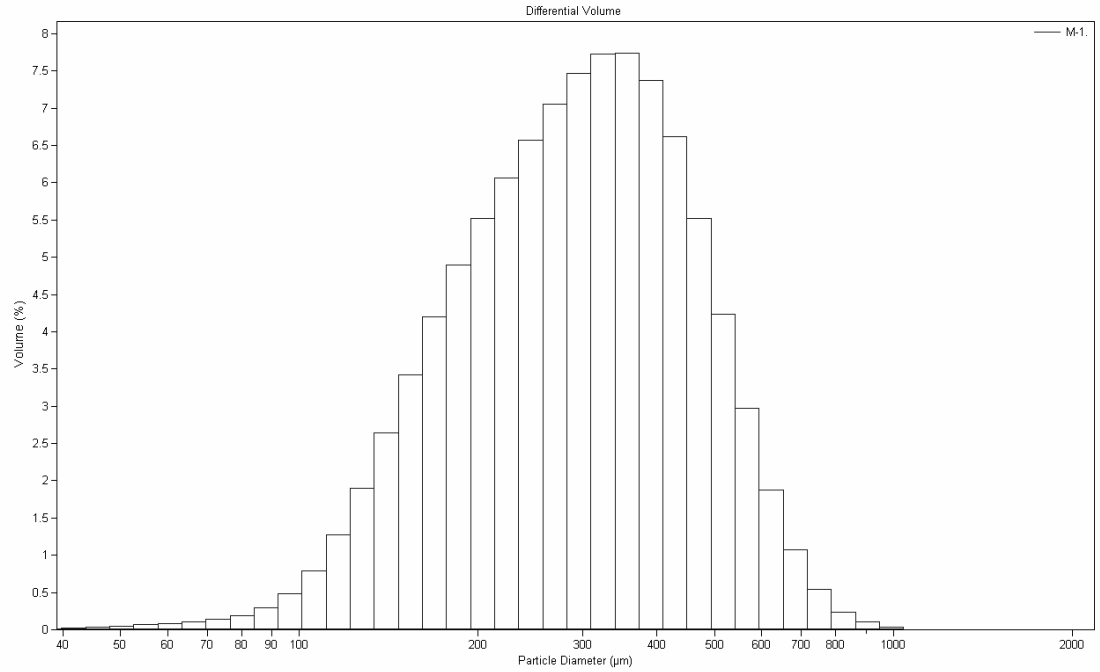


Рисунок 2. Гранулометрический состав крупки по данным измерения на лазерном анализаторе частиц LS 13 320

Таким образом, использование лазерного анализатора частиц для определения гранулометрического состава, в отличие от ситового метода, оправдано при анализе кварца с любой формой частиц.

Работа выполнена при поддержке Программы Президиума РАН 27-9

Список использованных источников

1. Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М.: Недра, 1974. С.114-128.

ВИБРАЦИОННОЕ ГРОХОЧЕНИЕ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МАТЕРИАЛОВ. ИННОВАЦИОННЫЕ РАЗРАБОТКИ НПК «МЕХАНОБР-ТЕХНИКА»

Л.А. Вайсберг, А.Н. Коровников, В.А.Трофимов

НПК «Механобр-техника», Россия, г. Санкт-Петербург

В целях широкого внедрения энергоэффективных и ресурсосберегающих технологий дезинтеграции различных материалов НПК «Механобр-техника» продолжает инновационные разработки в области вибрационного грохочения. При этом создаются новые высокоэффективные технологические аппараты для сепарации полидисперсных минеральных смесей по крупности.

Вибрационное грохочение является одной из важнейших и широко используемых технологических операций и играет особую роль в энергосбережении при дезинтеграции. Само по себе малоэнергоемкое, оно дает возможность реализовать фундаментальный принцип – «не дробить ничего лишнего», что является прямым путем экономии энергозатрат на дробление и измельчение минерального сырья и других материалов.

Для достижения этой цели необходимо обеспечить высокую эффективность грохочения при постоянной интенсификации производства, что само по себе требует увеличения единичной производительности используемых технологических агрегатов.

Для достижения высоких технологических показателей НПК «Механобр-техника» создает новые типы вибрационных и специализированных агрегатов, обеспечивающих повышение эффективности грохочения и единичной производительности.

В настоящее время типовые схемы рудоподготовки предусматривают операции вибрационного грохочения с производительностью до 1000 т/ч и эффективностью грохочения по классам – 12…16 мм не менее 85...90%.

В докладе изложены технологические и конструктивные особенности вибрационных грохотов, примеры модернизации технологических схем дробления и измельчения на основе их использования, промышленные результаты.

РЕДКИЕ МЕТАЛЛЫ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ В КЕЙВСКИХ СЛАНЦАХ И ВОПРОСЫ ИХ ИЗВЛЕЧЕНИЯ

Ю.Л. Войтеховский, Ю.Н. Нерадовский, Л.И. Коваль, Е.Э. Савченко, Е.Н. Фомина

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Геологический институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты, e-mail: nerad@geoksc.apatity.ru

В кристаллических сланцах Больших Кейв давно установлено присутствие примеси редкоземельных элементов [1, 2, 3], а в последнее время изучены основные носители этих

элементов и получены данные, доказывающие возможность попутного получения концентрата редкометалльных (РМ) и редкоземельных (РЗЭ) элементов при обогащении кианита. В настоящем сообщении приведены данные о новых исследованиях распространения РМ и РЗЭ в кристаллических сланцах и технологии лабораторного концентрирования.

Редкие металлы. Основным концентратором РМ является циркон. Наиболее высокие содержания РМ выявлены в кианитовых рудах месторождения Тяпшманюк. В мелкоконкреционной руде этого месторождения суммарное содержание Sc_2O_3, ZrO_2, HfO_2 и Th_2O_3 составляет 2463,3 ppm. Наиболее высоким содержанием РМ из породообразующих минералов сланцев характеризуется мусковит, в нем содержание этих же элементов составляет 2390,4 ppm. Путем концентрирования циркона в лабораторных опытах получен концентрат с содержанием суммы РМ 3692,9 ppm.

Редкоземельные элементы. По суммарному содержанию РЗЭ среди кианитовых руд выделяются руды Н.Шуурурты, а из породообразующих минералов – мусковит (таблица). Содержание РЗЭ в крупноконкреционной руде в 5 раз выше по сравнению с мелкоконкреционными. Весьма высокое содержание РЗЭ наблюдается в мусковите, где оно в 14 раз выше, чем в кианите. Кианит, как и по примесям редких элементов, отличается минимальным уровнем примесей РЗЭ, что благоприятно для разделения кианитового концентрата и РЗЭ. Специфической особенностью состава РЗЭ в кианитовых сланцах и минералах является преобладание цериевой группы лантаноидов над иттриевой.

Таблица. Содержание редкоземельных элементов в рудах и минералах

Минералы и руды	Содержание TR, ppm			Сумма TR + Y
	Сумма TR_{Ce}	Сумма TR_Y	Доля Y в сумме TR_Y ,%	
Мелкоконкреционная руда	228.8	80.8	55	309.6
Крупноконкреционная руда	1158.1	288.6	49	1446.7
Кианит	61.5	39.9	59	101.4
Мусковит	380.7	200.0	61	1491.5
Кварц	116.2	111.7	61	227.9
Графит	313.1	159.1	59	472.2
Черновой концентрат	13867.2	2296.3	38	16163.5

В настоящее время установлены главные носители РМ и РЗЭ среди породообразующих минералов и собственные минеральные фазы в кейвских сланцах. В кианитовых сланцах это мусковит и графит, циркон (рисунок 1), монацит (рисунок 2), ксенотим и апатит.

Рисунок 1. Циркон в кианитовых сланцах. Изображение в отраженных электронах

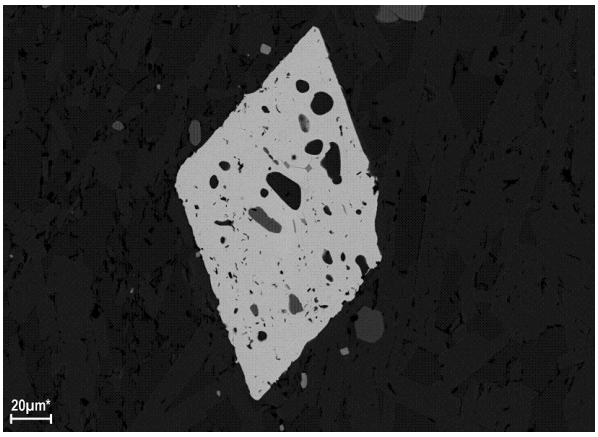


Рисунок 2. Монацит в кианитовых сланцах. Изображение в отраженных электронах

В силлиманитовых сланцах - ставролит и циркон (рисунок 3). В ставролите из силлиманитовых сланцев установлено присутствие включений силикатных фаз (рисунок 4), содержащих весь спектр РЗЭ, суммарное содержание которых достигает 50-60 ppm.

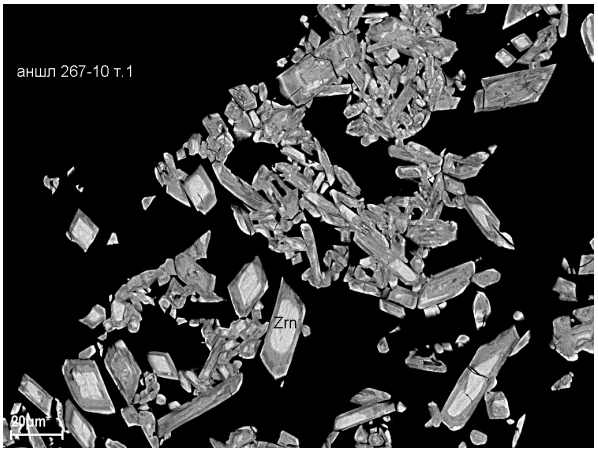


Рисунок 3. Циркон в силлиманитовых сланцах. Изображение в отраженных электронах

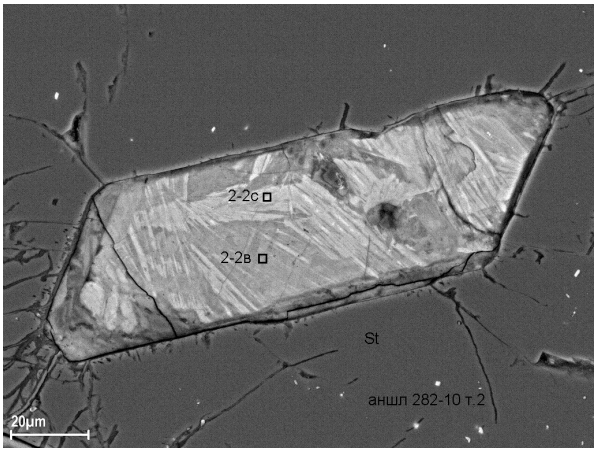


Рисунок 4. Редкоземельная фаза в ставролите из силлиманитовых сланцев. Изображение в отраженных электронах

Опытное извлечение РМ и РЗЭ из кианитовых сланцев выполнено в лаборатории фазового минералогического анализа ГИ КНЦ РАН. Для выделения РЗЭ минералов использованы тяжелые жидкости плотностью от 2,72 до 3,6 и электромагнитный сепаратор 138 СЭМ. Исходная проба была представлена фракцией крупностью -0,16+0,1 мм. Одновременно были получены концентраты кианита (чистота 89%), мусковита (чистота 82%), кварца (чистота 93%), графита (чистота 25%) и концентрат РЗЭ (сумма РЗЭ 1,5%). Общая схема гравитационного разделения включала предварительное разделение на легкую и тяжелую фракции в жидкости плотностью 2,88 г/см^3. Легкая фракция поступала на многостадийное разделение с конечным выделением в жидкостях плотностью 2,84; 2,83; 2,826 и 2,72 концентратов кварца и мусковита. Тяжелая фракция разделялась на два концентрата кианита в жидкости плотностью 3,4 г/см^3, из которых электромагнитной сепарацией извлекались рутил и минералы РЗЭ. Извлечение тяжелой электромагнитной фракции составило 2,4% от веса исходной пробы. Содержание РМ в концентрате составило 3574 ppm, РЗЭ – 14531 ppm.

Список использованных источников

1. Бельков И.В., Белолипецкий А.П., Ильин Ю.И., Плетнева Н.И. К геохимии метаморфических пород кейвской серии. В кн.: Геохимическая эволюция метаморфических комплексов докембрия Кольского полуострова. Апатиты, изд. Кольского филиала АН СССР, 1976, с.5-14.
2. Гаскельберг В.Г., Рубинраут Г.С. Комплексная минерализация в разрезах Больших и Малых Кейв. – В кН.: Вопросы геологии и металлогении Кольского полуострова. Апатиты, вып.5, 1974 г.,ч.1, с.208-212.
3. Лутц Б.Г. Парагенетический анализ и TR – минерализация глиноземистых пород амфиболитовой и гранулитовой фаций Алдана и Кольского полуострова. В.кн.: Редкие элементы в породах различных метаморфических фаций. Изд. «Наука», М.,1967. С.30-58.

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ СВЕРХТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И СЕЛЕКТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ЧАСТИЦЫ РУД И ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Г.И. Газалеева[1], З.Х. Щербакова[1], С.А. Червяков [2], С.П. Иванов [2]

[1] ОАО «Уралмеханобр», Россия, г. Екатеринбург
[2] ОАО «Уралмашзавод», Россия, г. Екатеринбург

В последнее время появились аппараты, которые могут измельчать тонкодисперсные минеральные комплексы до крупности 1 – 0,2 мкм с тем, чтобы извлекать полезные минералы данной крупности, что в последующем позволяет извлекать ранее недоступные частицы, в том числе методами гидрометаллургии. К таким аппаратам в первую очередь относятся бисерные мельницы типа IsaMill, Vertimill**,** Supermill**.**

Процесс измельчения тонкодисперсных комплексов в бисерных мельницах можно описать уравнениями, определяющими прирост удельной поверхности материала в процессе тонкого измельчения.

При этом форма частицы принимается за шар.

В интегральном виде удельная поверхность исходного на измельчение тонкого продукта запишется как:

$$S_0 = n \frac{\pi}{Q} \cdot \int_{d_0}^{d_n} d \cdot w_0(d)\, d\, d\,, \qquad (1)$$

где диаметр частицы в исходном продукте будет изменяться от d_0 до d_n; $w_0(d)$– плотность распределения диаметра частицы исходного продукта.

Выражение (1) справедливо для неклассифицированного продукта, когда d в исходном продукте изменяются в широком диапазоне.

Для удельной поверхности измельченного продукта формула будет следующей:

$$S_p = n_1 \frac{\pi}{Q} \cdot \int_{d_1}^{d_k} d \cdot w_1(d) \cdot d\, d, \qquad (2)$$

где диаметр частицы d в конечном продукте будет изменяться от d_1 до d_k,; $w_1(d)$– плотность распределения диаметра частиц измельченного тонкого продукта; Q – единичный объем камеры измельчения, n и n_1 - количество частиц в элементарном единичном объеме в камере измельчения до и после измельчения соответственно.

Прирост удельной поверхности измельченных тонких частиц будет равен разности удельных поверхностей измельченного и исходного продуктов.

В интегральном виде прирост удельной поверхности неклассифицированного продукта запишется как:

$$\Delta S = \frac{\pi}{Q} \left(\int_{d_1}^{d_k} d \cdot w_1(d) \cdot dd\, n_1 - \int_{d_0}^{d_n} d \cdot w_0(d) \cdot ddn \right). \qquad (3)$$

Данная формула может быть использована для расчета прироста удельной поверхности по средним диаметрам исходных и измельченных частиц и наоборот.

Особенность сверхтонкого измельчения заключается в предположении, что $d_k \to 0$, $d_1 \to 10$ мкм.

Сверхтонкое измельчение. В ОАО «Уралмеханобр» были проведены лабораторные исследования по изучению процесса сверхтонкого измельчения в горизонтальной бисерной мельнице Supermill, модель EHP, рисунок 1. крупностью от 50 до 0,2 микрометров, в открытом цикле при непрерывном режиме.

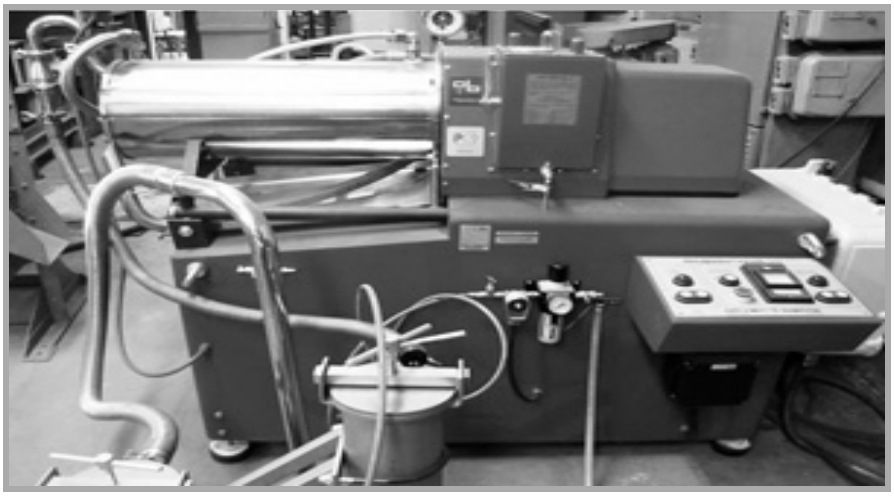


Рисунок 1. Общий вид бисерной мельницы ультратонкого измельчения Supermill, модель EHP

Исходная проба для исследований - хвосты флотации шлака.

На рисунке 2 представлены гранулометрические характеристики исходного и измельченного шлака.

Далее по формуле (3) был рассчитан прирост удельной поверхности шлака в процессе тонкого измельчения. Результаты сравнения расчетных и фактических данных прироста удельной поверхности продуктов различной степени помола приведены в таблице 1.

Фактическая удельная поверхность замерялась по прибору Ротап. Результаты расчетов показывают хорошую сходимость расчетных данных с фактическими. Таким образом, прирост удельной поверхности материала в процессе тонкого измельчения может служить мерой оценки эффективности процесса.

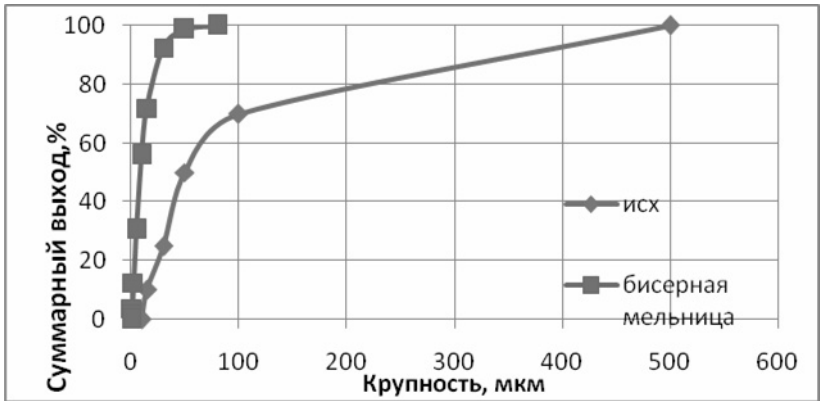


Рисунок 2. Гранулометрические характеристики исходного и измельченного в бисерной мельнице шлака

Таблица 1. Результаты сравнения прироста расчетной и фактической удельной поверхности шлака в результате тонкого измельчения

Показатель	11,74% кл. -0,071	38,26% кл. -0,071	55,78% кл. -0,071
Прирост, $дм^2/г$			
расчет	352,3	427,8	515,2
факт	348	430	511,2

Результаты экспериментов показали, что с увеличением тонины помола измельчённого продукта до 55,78% класса минус 0,012 мм снижение массовой доли меди в отвальных хвостах происходит с 0,37% до 0,26%. Качество пенного продукта при наименьшем содержании меди в отвальных хвостах составляет 0,87% по меди.

Кроме того, были проведены исследования по сравнению результатов доизмельчения медной руды Урупской фабрики на шаровой и бисерной лабораторных мельницах, а также на роторно-пульсационной установке (РПА).

В таблице 2 приведены сравнительные показатели обогащения руды Урупского месторождения после доизмельчении коллективного концентрата в роторно-пульсационной установке, шаровой и бисерной мельницах.

Таблица 2. Сравнительные показатели обогащения руды Урупского месторождения при доизмельчении коллективного концентрата

Продукты обогащения	Выход, %	Массовая доля			Извлечение,%		
		медь,%	цинк,%	золото, г/т	медь	цинк	золото
Шаровая мельница							
Медный концентрат	7,53	20,10	6,89	4,20	90,09	41,84	26,36
Отвальные хвосты	92,47	0,18	0,78	0,96*	9,91	58,16	73,64
Исходная руда	100,00	1,68	1,24	1,20	100,00	100,00	100,00
РПА							
Медный концентрат	7,40	20,48	9,25	4,10	90,21	55,20	25,28
Отвальные хвосты	92,60	0,18	0,60	0,97*	9,79	44,80	74,72
Исходная руда	100,00	1,68	1,24	1,20	100,00	100,00	100,00
Бисерная мельница							
Медный концентрат	6,77	22,65	6,12	4,50	91,27	33,41	25,39
Отвальные хвосты	93,23	0,16	0,89	0,96*	8,73	66,59	74,61
Исходная руда	100,00	1,68	1,24	1,20	100,00	100,00	100,00
Примечание - * - значение получено расчетным путем							

Лучшие показатели получены при использовании бисерной мельницы. Качество медного концентрата повышается по сравнению с фактическими данными на обогатительной фабрике на 2,55% (с 20,10% до 22,65%) при повышении извлечении меди на 1,18% (с 90,09% до 91,27%).

Селективные воздействия. Кроме того, в ОАО «Уралмеханобр» были проведены исследования по разработке схемы переработки красных шламов с получением железосодержащего продукта и агломерата. Минералогические исследования исходного красного шлама, представленные на рисунке 3, показали, что в данном продукте находится значительное количество флокул, в которые включены железосодержащие минералы.

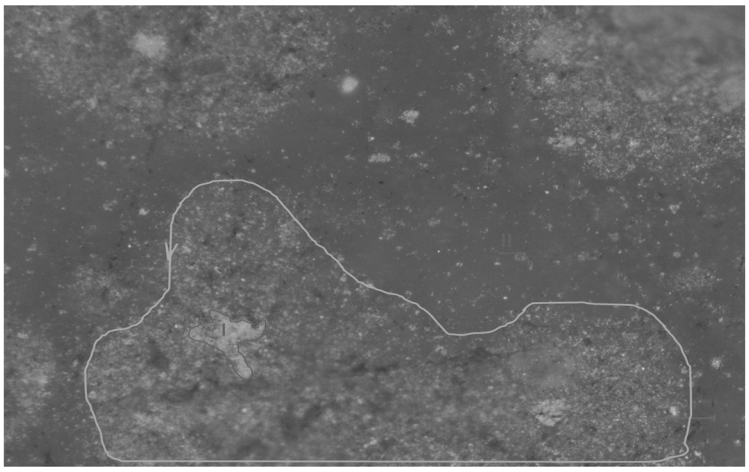


Рисунок 3. Исходная проба красных шламов. Гематитовый агрегат(I), окруженный микро-зернами рудных и нерудных минералов(III). II – свободные микро-зерна минералов. Полированный аншлиф, отраженный свет, без анализатора, увеличение 500^{x}

На основании этих данных для выделения отдельных частиц минералов из флокул была проведена их обработка в роторно-пульсационном аппарате РПА, который создает ультразвуковые и кавитационные воздействия на флокулы. Такие воздействия способствуют селективному раскрытию флоккул. После оттирки в РПА была реализована схема с использованием высокоградиентной магнитной сепарации и центробежной классификации, которая позволила получить железосодержащий концентрат с выходом 6,3% и содержанием железа до 50%, при добавлении которого в агломерат значительно улучшаются прочностные свойства последнего.

РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЯ МЕТОДА ОПЕРЕЖАЮЩЕЙ ДИАГНОСТИКИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И СОРТНОСТИ РУД НА ГОКЕ «ЭРДЭНЭТ»

З. Ганбаатар[1], Л. Дэлгэрбат,[1] В.В. Морозов[2], Т.С. Николаева[2]

[1]Совместное Монголо-Российское предприятие «Предприятие Эрдэнэт», Монголия, г. Эрдэнэт, e-mail: delgerbat@erdenetmc.mn
[2]Федеральное бюджетное государственное образовательное учреждение «Московский государственный горный университет» (ФБГОУ МГГУ), Россия, г. Москва, e-mail: dchmggu@mail.ru

На обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» разработаны и испытан новый способ и система опережающей диагностики руды на базе рентгенофлюоресцентного анализатора элементного состава и системы видео-имидж-анализа минерального состава. Система видео-имидж-анализа (рисунок 1) обеспечивает получение интегрированного цифрового видеоизображения руды, формирующегося с помощью современных телеметрических и программно-технических средств. Система позволяет получить информацию в реальном времени о минералогическом составе руды и о типе руды. Система также позволяет получить данные по гранулометрическому составу руды, поступающей в операцию измельчения, и характеру вкрапленности минералов.

Особенностью системы видео-имиж-анализа руды является отсутствие сложных средств отбора проб и их доставки в анализатор, что исключает сопутствующие при этом технические проблемы и повышает надёжность работы системы в целом. Для исключения влияния на

качество видеоизображений внешних факторов и повышения устойчивости измерений, над конвейером устанавливается дождевальная установка слабой интенсивности.

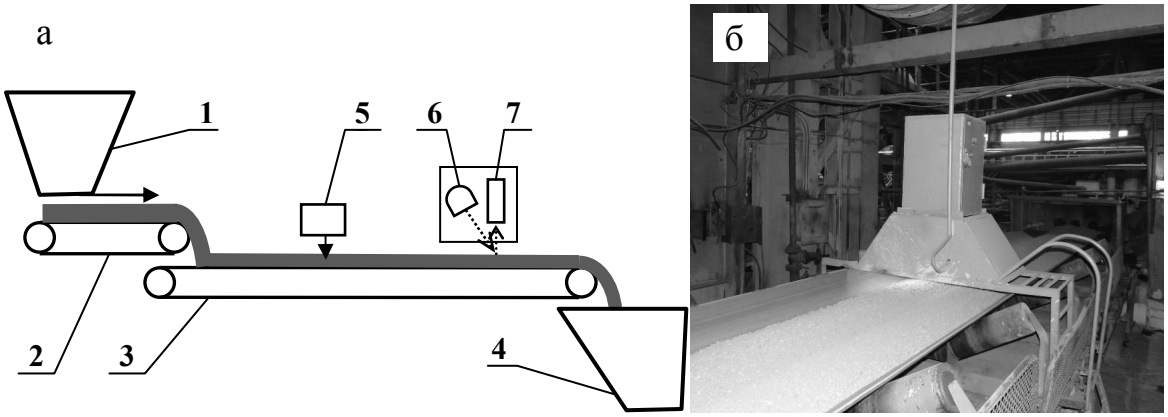


Рисунок 1. Схема системы подготовки и видео-имидж-анализа руды (а) и изображение установки для получения видеоизображения (б): 1 – бункер мелкодробленой руды; 2 – питатель; 3 – конвейер; 4 – приемный бункер мельницы; 5 – установка для подготовки руды к анализу; 6 – источник светового излучения; 7 – приемник отраженного светового излучения

Сутью метода видео-имидж-анализа является проведение минералогического анализа и оценки сортности руд на основе обработки изображений руды в видимой части спектра. В базу данных системы были внесены видеоизображения всех известных минералов месторождения «Эрдэнэтийн – Овоо». Путем программной обработки были созданы компьютерные образы (эталоны) этих минералов. Спектральные характеристики минералов в видимом диапазоне волнового излучения, представленные на рисунок 2, являются источником информации при проведении видео-имидж-анализа.

На основе спектрального минералогического анализа производится определение массовой доли окисленных минералов, первичных и вторичных сульфидов меди, пирита, кварца, серицита, слюды и других минералов, присутствие которых характеризует сортность руды. Прямое получение изображений кусковых фракций дробленой руды позволяет получить информацию о характере и размере вкрапленности рудных минералов.

Задача определения сортности поступающей на переработку руды состоит в определении ее схожести с основными технологическими типами руд. Руда представляется в виде смеси пяти типов руд, при этом в руде определяется вклад (массовая доля) каждого типа руды. Алгоритм обеспечивает расчет сортности поступившей руды по содержанию меди, молибдена и железа в руде, массовой доле окисленных минералов меди, вторичных сульфидных минералов меди в руде, первичных минералов меди и серицита. Суть расчёта долей принадлежности руды к определённому типу состоит в том, что для поступившей руды можно определить степень «сходства» каждому из известных 5 типов руды, и пропорционально этой степени установить доли, которые каждый из 5 типов руды составляет в поступившей на переработку руде. Для этого сначала определяется удаленность от точки, координаты которой соответствуют параметрам руды, поступившей на переработку, до каждой из точек, координаты которых соответствуют типам, руд, выделенных технологами в качестве базовых. Затем при помощи расчетных уравнений, после проведения операций нормирования и оценки значимости параметров, определяются искомые значения массовых долей типовых руд в руде, поступающей на переработку.

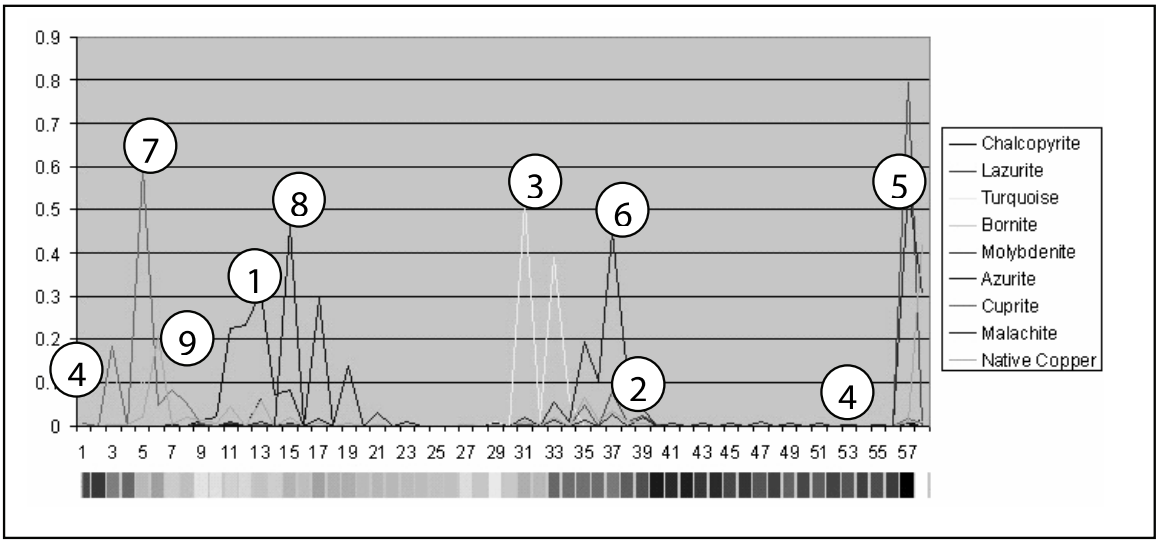


Рисунок 2. Цветовой спектр минералов меди и молибдена в рудах (в видимой области спектра): 1 – халькопирит; 2 – лазурит; 3 – тунгусит; 4 – борнит; 5 – молибденит; 6 – азурит; 7 – куприт; 8 – малахит; 9 - самородная медь

Конечные результаты анализа сортности перерабатываемой руды имеют вид временных зависимостей, представленных на рисунке 3 и отражающих изменение состава перерабатываемой руды во времени.

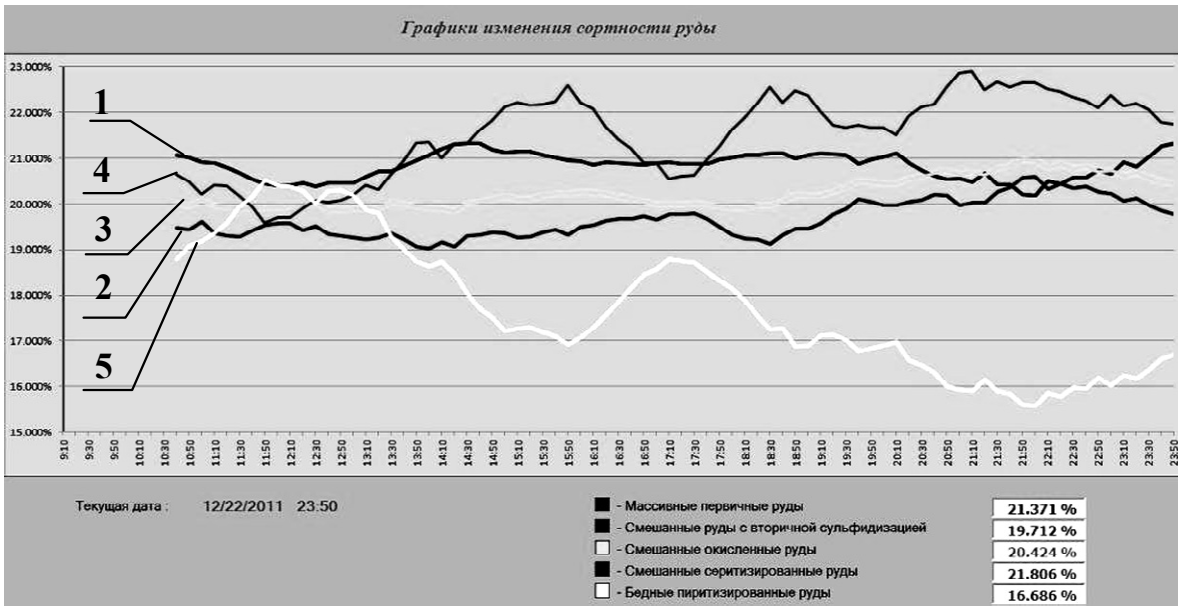


Рисунок 3. Временная зависимость состава руды текущей добычи: 1 - массивные первичные руды; 2 - смешанные руды с вторичной сульфидизацией; 3 – смешанные окисленные руды; 4 – смешанные серитизированные руды; 5 - бедные пиритизированные руды

Процесс управления качеством руды осуществляется на стадиях добычи и транспортирования руды (рисунок 4). В нем предусматриваются как управление усреднением руды в потоке, так и разделением первичного потока на потоки преимущественно сульфидных и преимущественно смешанных руд.

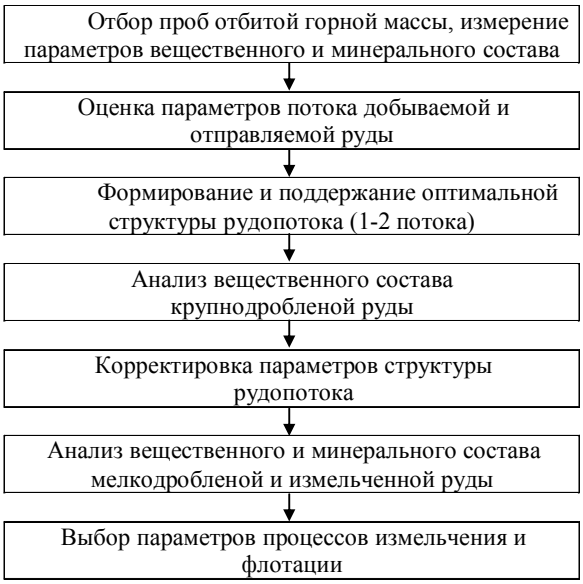


Рисунок 4. Алгоритм управления качеством руды на стадиях добычи и обогащения

Применение схемы переработки смешанных руд с использованием оценки сортности перерабатывемых руд обеспечило повышение извлечения меди и молибдена на 0,3 и 1,1% соответственно.

ВЛИЯНИЕ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ НА ТЕХНОЛОГИЮ КОМПЛЕКСНОГО ОБОГАЩЕНИЯ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД

А.Ш. Гершенкоп, Т.Н. Мухина

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, e-mail: alex@goi.kolasc.net.ru, muhina@goi.kolasc.net.ru

Руды Хибинских месторождений представляют собой комплексное сырье, содержащее следующие основные минералы: апатит, нефелин, сфен, титаномагнетит, пироксен. Основным способом их обогащения является флотационный. Как было установлено ранее, основным элементом, с которым связывается флотоактивность минералов апатито-нефелиновых руд, является кальций. По содержанию кальция в минералах этих групп располагается их флотационная способность. Такой ряд минералов в соответствии с их флотируемостью выглядит следующим образом: апатит, сфен, эгирин-авгит, эгирин, титаномагнетит, нефелин, полевые шпаты.

В последнее время в связи с усложнением вещественного состава апатито-нефелиновых руд наблюдаются трудности их переработки. Сложнее становится выделение кондиционных апатитовых и нефелиновых концентратов, получение сфенового концентрата при комплексном обогащении руд. Это вызвано уменьшением содержания апатита в руде, увеличением содержания пироксенов и, в незначительной степени, сфена и титаномагнетита. Использование оборотной воды при постоянном увеличении ионов кальция в ней, приведет к повышению флотоактивности сфена и эгирина (наряду с апатитом), что осложнит выделение кондиционного апатитового концентрата. Такое положение требует специальных мер для поддержания технологии выделения качественных

апатитовых концентратов.

Аналогичная картина наблюдается и при получении нефелинового концентрата. Снижение содержания апатита в руде слабо компенсируется увеличением содержания нефелина. Наблюдается рост содержания темноцветных минералов, и, соответственно, содержание глинозема в питании обратной флотации нефелина снижается до значений 20%, а иногда и до 17% и ниже. Учитывая неоднозначную флотируемость эгирин-авгита и нефелина, качество нефелинового концентрата падает до 25% и ниже при использовании жирнокислотных собирателей в сильнощелочной среде. В данном случае, для повышения содержания глинозема в нефелиновом концентрате потребуется изменение реагентного режима, а иногда и применение полиградиентной сепарации как доводочной операции для повышения качества нефелинового концентрата. Последнее предложение было принято ОАО « Апатит».

Увеличение кальцийсодержащих минералов, в частности эгирин-авгита, отличие которого от эгирина состоит в повышенном содержании кальция и в малом содержании железа, также сказывается и на выделении сфеновых концентратов, которые требуют для получения качественного концентрата магнитной сепарации в поле высокой напряженности.

Вторым вопросом при усложнении минералогического состава руды является усложнение ионного состава оборотных вод. Если содержание темноцветных минералов в руде меньше содержания апатита, граничное содержание ионов кальция в воде составляет около 20 мг/л. При увеличении содержания пироксенов в руде граничные содержания кальция становятся ниже предельных, что оказывает влияние на флотируемость минералов, слагающих апатито-нефелиновые руды.

Все вышеизложенное было проверено при переработке апатито-нефелиновых руд месторождения Олений Ручей и глубоких горизонтов плато Расвумчорр.

Из всех представленных проб с пониженным содержанием апатита при высоких содержаниях сфена и пироксенов получены качественные апатитовые концентраты при корректировке в трудных случаях технологической схемы и подготовке оборотных вод с регулировкой содержания ионов кальция. Также получен качественный нефелиновый концентрат при его доводке магнитной сепарацией с высокой напряженностью магнитного поля. Следует отметить, что технологические задачи, связанные с получением качественного нефелинового концентрата, решались проще при применении здесь сочетания жирнокислотного собирателя и высокомолекулярного алкилбензолсульфоната. Аналогично были решены вопросы переработки руд Партомчоррского месторождения, где содержание P_2O_5 составляло около 7%.

Вопросы комплексного обогащения с выделением сфенового и эгиринового концентратов высокого качества также решались проще при использовании сочетания собирателей при обратной флотации нефелина, а при необходимости подключением химической очистки этих концентратов.

Таким образом, особенности минералогического состава апатит-нефелиновых руд диктуют изменения в технологии комплексной их переработки.

О ПЕРСПЕКТИВАХ ПРАКТИЧЕСКОГО ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ НА ПРИМЕРЕ СУЛЬФИДОВ И ОКСИДОВ ЖЕЛЕЗА В ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТАХ

С.Р. Гзогян

ОАО «ВИОГЕМ», Россия, г. Белгород, e-mail: mehanobr1@yandex.ru

В повышении эффективности переработки железистых кварцитов особая роль принадлежит научному направлению – технологической минералогии. Переход от описательной методологии к методологии генетического анализа позволил дать научное толкование многих проблем связанных с технологией переработки железистых кварцитов.

Считалось, что учитывая массовую долю серы в исходной руде, возможно прогнозировать ее массовую долю в магнетитовом концентрате. Однако, как показала практика, данная взаимосвязь отсутствовала. Объяснение этому позволили дать исследования «сульфидного фактора», в том числе генезиса и характера изменений в структуре и составе сульфидов и оксидов железа.

Железистые кварциты по сульфидному фактору на основании проведенных минералого-технологических исследований условно были разделены на три категории: легко-, средне- и труднообогатимые.

К первой категории (легкообогатимые) отнесены кварциты, характеризующиеся простыми взаимоотношениями рудных минералов с сульфидными (рисунок 1). Из железистых кварцитов с массовой долей серы общей 0,17 – 0,23 в лабораторном концентрате остается 0,02 – 0,06%, возможное в промышленном – 0,019 – 0,057%.

Ко второй категории (среднеобогатимые) отнесены железистые кварциты, в которых структура взаимоотношений рудных минералов с сульфидными более сложная, что способствует переходу в магнетитовый концентрат как свободных зерен пирротина, так и сростков магнетита с пиритом (рисунок 2). Из железистых кварцитов второй категории (массовая доля серы 0,18), в лабораторном концентрате остается 0,09% (промышленное – 0,085%).

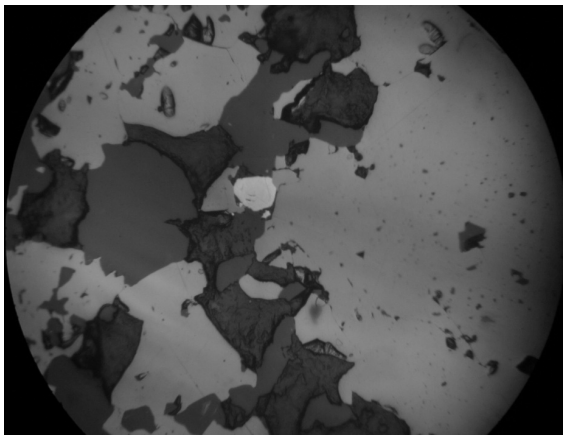


Рисунок 1. Пирит в окнах среди магнетитовых агрегатов, увел. х 60,5

Рисунок 2. Сросток магнетита с пиритом, включения пирротина в магнетите, увел. х 60,5

Третья категория кварцитов (труднообогатимые) представлена железистыми кварцитами с тесными структурными срастаниями сульфидных минералов с магнетитом, пойкилитовыми включениями пирита в магнетит и пирротин и наоборот, что приводит к переходу и концентрации сульфидов в процессе мокрой магнитной сепарации в магнетитовый концентрат.

При массовой доле серы общей в исходном сырье 0,42 – 0,47 в лабораторном магнетитовом концентрате ее величина достигает 0,42 – 0,78% (промышленное – 0,40 – 0,74%).

Так, проведенные оптико-минералогические исследования показали, что засорение магнетитового концентрата серой происходит не только по причине ферромагнитных свойств моноклинной разновидности пирротина, но и за счет включения зерен пирита в зернах магнетита и пирротина и наоборот (таблица 1).

Оптико-минералогическими исследованиями установлено, что сульфидные минералы в концентрате находятся как в виде сростков и вкраплений в зернах магнетита, так и в виде отдельных зерен (рисунок 3).

Таблица 1. Гранулометрический состав и распределение химических компонент по классам крупности в магнетитовом концентрате

Класс крупности, мм	Выход,%	Массовая доля компонента,%			
		Fe		S	
		общ	магн	пирит	пиррот
+0.071	1.20	29.4	27.53	0.046	0.040
-0.071+0.045	4.20	55.29	33.37	0.024	0.018
-0.045+0.032	27.33	66.92	64.88	0.028	0.019
-0.032+0.020	45.03	71.05	66.55	0.023	0.016
-0.020	22.24	70.47	62.77	0.021	0.014
итого	100.00	68.57	63.39	0.0242	0.0168

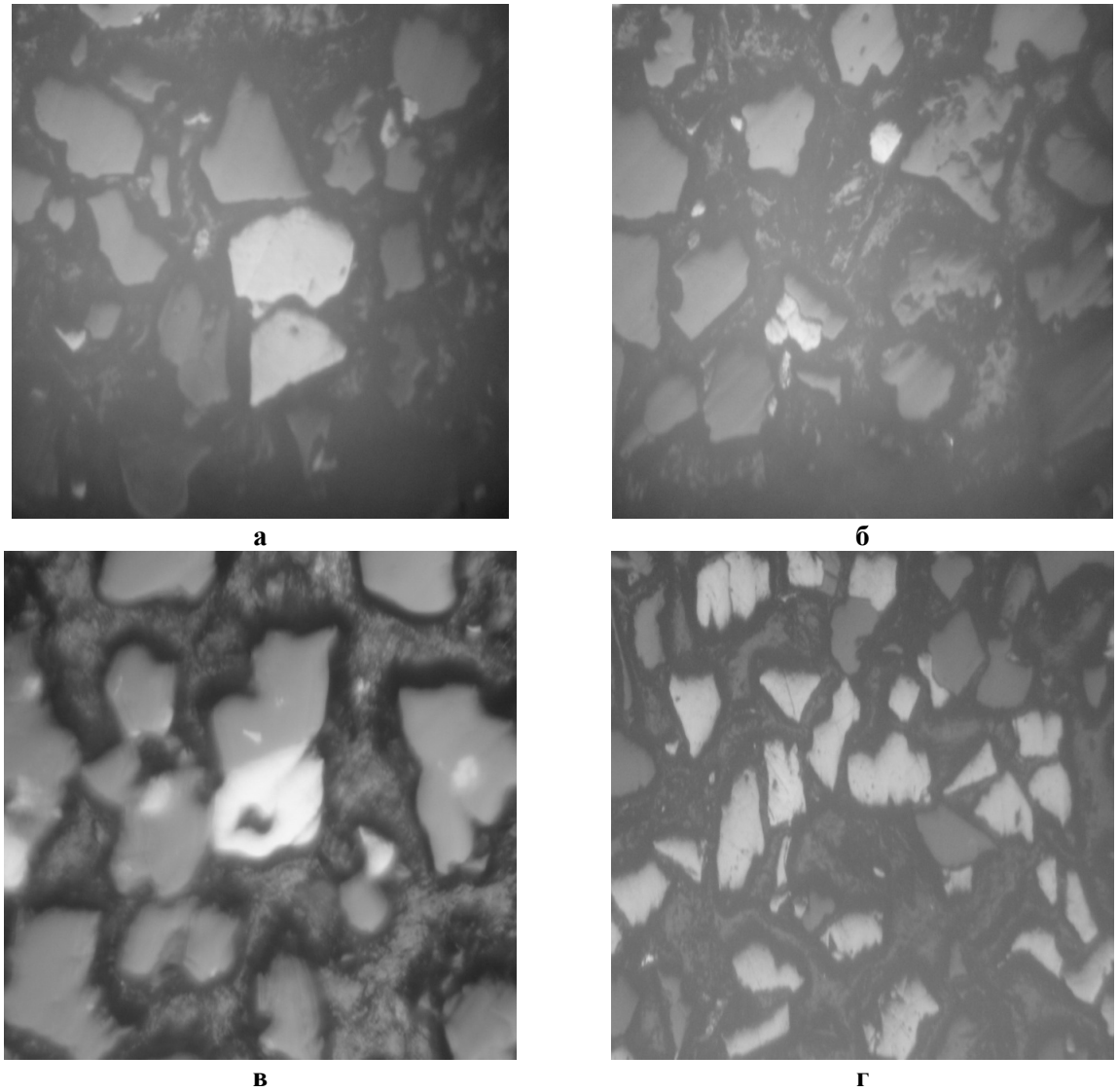


Рисунок 3. Магнетитовый концентрат: на фоне свободных зерен магнетита выделяются сростки сульфидов железа с магнетитом и их отдельные зерна (а, б), их пойкилитовые включения в магнетит (в), отдельные зерна (г), полированный брикет, увел. 132

Таким образом, применив методы технологической минералогии и основываясь на изученном характере изменчивости структурных преобразований, была разработана классификация кварцитов по обогатимости по сульфидному фактору.

Следующим немаловажным достижением технологической минералогии в рамках частной сульфидной проблемы является наглядно показанная миграция немагнитных сульфидов железа в магнетитовый концентрат, при использовании магнитных сепарационных процессов.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО ОКИСЛЕНИЯ ГАЛЕНИТА

Б.Е. Горячев, А.А. Николаев

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования “Национальный исследовательский технологический университет “МИСиС”, Россия, г. Москва

Электрохимические исследования служат основой оптимизации реагентных режимов флотации полиметаллических руд, поэтому изучение процесса окисления главного промышленного минерала свинца является актуальной задачей.

В работе проведены исследования электрохимического окисления галенитового электрода в щелочных водных растворах. Рассмотрены кинетические характеристики лимитирующей стадии окисления галенита. Проведен ИК-спектроскопический анализ продуктов окисления галенита, показавший, что на поверхности минерала при его контролируемом окислении формируется сложный состав химических соединений.

Для экспериментальной проверки механизма окисления галенита проведены поляризационные исследования галенитового электрода в щелочных, карбонатсодержащих растворах. Щелочность растворов соответствовала условиям существования на поверхности минерала следующих продуктов: $PbCO_3$, $Pb_3(OH)_2(CO_3)_2$, $Pb(OH)_2$. Дополнительно проведены комплексные поляризационные исследования того же электрода в сочетании со спектроскопическими исследованиями продуктов, образовавшихся на его поверхности в процессе длительной анодной поляризации в потенциостатическом режиме при разных потенциалах поляризации.

Основные кинетические характеристики окисления галенита приведены в таблице 1.

Из таблицы 1 следует, что в растворах с pH = 10 и 10.5, анодное окисление галенита протекало с участием двух электронов с кажущимся числом переноса $\alpha = 0.24$ ($z_{\exp} = 2.1$ и 1.74). Сопоставление величин кажущихся чисел переноса α = 0.5 с теоретическими показало, что реакция окисления галенита в исследуемой области значений pH растворов протекала с небольшим перенапряжением. Можно предположить, что экспериментальные величины α, близкие к 0.25, отражают возможность протекания окисления галенита по последовательному механизму.

Выполненные исследования показали усиление необратимости анодных процессов на галенитовом электроде с ростом pH рабочих растворов. Поэтому можно ожидать различий в природе реакций, протекание которых лимитирует скорость анодного и катодного электродных процессов.

Об этом свидетельствуют полученные кинетические характеристики катодного процесса, протекающего на галенитовом электроде в исследованном диапазоне значений pH растворов (см. таблицу 1).

Таблица 1. Кинетические характеристики процесса окисления галенита в щелочных водных растворах

pH/ln[OH⁻], г-ион/л	Потенциал φ, В		Параметры уравнения Тафеля, В		I_0, А/м^2	Кажущееся число переноса		Z_{exp}
	при $i_K = i_A$	при $i_A = i_K$	a	b		α	β	
Анодный процесс								
10/– 9.2103	0.023		0.271	0.059	0.0102	0.21		2.1
Катодный процесс								
		0.331	– 0.246	– 0.074	0.0288		0.28	1.23
Анодный процесс								
10.5/– 8.059	0.003		0.225	0.055	0.0168	0.27		1.74
Катодный процесс								
		0.313	– 0.176	– 0.046	0.0212		0.31	1.8
Анодный процесс								
11/– 6.9078	– 0.064		0.203	0.052	0.0205	0.65		0.75
Катодный процесс								
		0.143	– 0.396	– 0.092	0.0135		0.40	0.69
Анодный процесс								
11.5/– 5.7565	– 0.067		0.415	0.1325	0.0436	0.27		0.71
Катодный процесс								
			– 0.372	– 0.080	0.00975		0.25	1.03

ИК-спектры продуктов поляризации галенитового электрода (pH = 9 – 11.5) содержали множество полос с характерными частотами. Особенностью спектров явилось наличие полос в области 640 – 540 см$^{-1}$, отвечающих O – S – O, S = O и S – O группам, и 1196 – 984 см$^{-1}$, характерных для S_2O_3 групп. Появление полос поглощения в области 1140 – 935 см$^{-1}$ характеризовало валентные колебания групп S = O и S – O, полосы средней интенсивности 750 – 708 см$^{-1}$ — деформационные колебания группы O – S– O.

Поляризация галенитового электрода при потенциалах, соответствующих области пассивации поверхности электрода в рабочих растворах с pH = 11 и 11.5 ($\varphi = 0.503$ и 0.603 В) приводило к возникновению в ИК-спектрах полос поглощения в области 1030 – 1050 см$^{-1}$, характерных для валентных колебаний серосодержащих групп тиосульфата свинца. При этом, в спектре сохранялись полосы групп SO_4^{2-} (дуплеты и триплеты малой интенсивности в области 620 – 560 см$^{-1}$).

Поляризация электрода в растворе с pH = 11.5 ($\varphi = 0.603$ В) привела к появлению в спектре полосы поглощения 480 см$^{-1}$, соответствующей деформационным колебаниям OH-групп, связанных с катионом свинца водородными связями. На всех полученных спектрах сохранялись характерные полосы, отвечающие как валентным, так и деформационным колебаниям OH и H – O – H групп молекул воды, т.е. при всех потенциалах поляризации электрода в щелочных и сильнощелочных растворах наблюдалась гидратация поверхности галенитового электрода, даже при высоких потенциалах его анодной поляризации.

Проведенное исследование позволило установить, что процесс окисления галенита носит электрохимический характер, скорость которого лимитируется стадией окисления галенита с участием в ней двух или одного электрона и одного гидроксид-иона. В щелочных минеральных суспензиях (pH < 11) кинетическим характеристикам процесса окисления галенита соответствует реакция: $PbS + OH^-_{ads} = PbOH^+_{ads} + S^0_{ads} + 2e$, а в сильно щелочных суспензиях (pH ≥ 11) реакция: $PbS + OH^-_{ads} = PbOH\cdot_{ads} + S^0_{адс} + e$.

Суммарная скорость протекания процесса, выраженная через плотность анодного тока, подчиняется одному и тому же уравнению, но с разными кинетическими характеристиками: в первом случае $z = 2$ и $\alpha_{theor} = 0.5$, $\alpha_{exp} = 0.25$, а во втором — $z = 1$ и $\alpha_{theor} = 0.5$, $\alpha_{exp} = 0.3$; $i = k[OH^-]\exp(\alpha zF\varphi / RT)$.

Спектроскопические исследования показали, что при контролируемом окислении галенита на

его поверхности формируется сложный состав химических соединений, способствующий ее химической неоднородности.

ВЫБОР МЕТОДА МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ТИТАНОЦИРКОНИЕВЫХ РОССЫПЕЙ

Е.В. Гришкина[1], Н.Н. Гришкин[2]

[1] ОАО «ВИОГЕМ», Россия, г. Белгород, e-mail: izs@mail.ru
[2] Санкт-Петербургский государственный горный университет, Россия, г. Санкт-Петербург, e-mail: izs@mail.rumailto:magnis@utel.net.ua

Объектом исследований является коллективный ильменит-рутил-цирконовый концентрат гравитационного обогащения россыпи Тарского месторождения (Западная Сибирь) крупностью минус 0,15 мм. Для определения минералогического состава исследуемого материала использовался приближенно-количественный и полный количественный минералогический анализ.

Определение минерального состава исследуемого концентрата проводилось после рассева по классам крупности (таблица 1).

Таблица 1. Гранулометрический состав исследуемой пробы

Класс крупности, мм	Выход,%	
	Частный	Суммарный
–0,15+0,10	15,13	15,13
–0,10+0,071	58,67	73,80
–0,071	26,20	100,00
итого	100,00	–

Исследуемый материал представлен следующими минералами: ильменит, рутил, циркон, кварц и монацит.

Для определения минералогического состава исследуемого материала используется приближенно-количественный минералогический анализ (разновидность фазового). Анализ проводился визуально с использованием микроскопа МБС-10, с подсчетом 200–500 зерен.

Общее число исследуемых частиц каждого j-ого класса (N_j) помещается под микроскоп. Минералы диагностируются на основании их внешних признаков: структура, цвет (таблица 2). Проводится подсчет зерен i-ого минерала в j-ом классе крупности (N_{ij}).

Процентное содержание частиц i-ого минерала в исследуемых классах крупности (ω_{ij},**%**) определяется по расчетной формуле 1. Результаты фазового анализа представлены в таблице 2.

$$\varpi_{ij} = N_{ij} / N_j \cdot 100\,\% \qquad (1)$$

Таблица 2. Результаты фазового анализа

Класс, мм	Массовая доля минерала в пробе,%					
	Ильменит	Рутил	Циркон	Кварц	Монацит	Итого
–0,15+0,10	5,24	2,23	1,30	91,23	–	100,00
–0,10+0,071	13,76	5,40	3,59	77,25	–	
–0,071	31,07	8,64	4,20	55,59	0,50	
По пробе	17,01	5,77	3,40	73,69	0,13	

Процентное содержание частиц i-ого минерала в исходном классе минус 0,15мм (α_i,%) рассчитывается по формуле:

$$\alpha_i = \sum\left(\gamma_j \cdot \varpi_{ij}\right)/100\% \qquad (2)$$

Массовая доля i-ого минерала в j-ом классе крупности (β_{ij}) определяется также и на основании результатов полного количественного минералогического анализа. Содержание i-ого минерала в исходном классе минус 0,15 мм (αi) рассчитывается аналогично формуле (2).

Результаты полного количественного минералогического анализа представлены в таблице 3.

Таблица 3. Результаты полного минералогического анализа

Класс, мм	Массовая доля минерала в пробе,%					
	Ильменит	Рутил	Циркон	Кварц	Монацит	Итого
-0,15+0,10	6,17	1,97	1,57	90,29	–	100,00
-0,100+0,071	15,21	6,03	4,92	73,84	–	
-0,071	30,87	9,25	8,07	51,81	Следы	
По пробе	17,95	6,26	5,24	70,55	Следы	

Данный фазовый анализ проводится при детальном изучении проб. По своей сути это рациональный комплекс оптико-минералогического и других, как правило, аппаратурных методов фазового анализа.

Универсального метода, позволяющего определить и измерить наличие любой минеральной формы в любом образце, не существует. Поэтому и проводится полный количественный минералогический анализ, предполагающий разумное и рациональное использование различных методов фазового анализа, обеспечивающее в итоге решение любой задачи.

Сравнив результаты двух анализов видно, что их данные приблизительно схожи относительно друг друга. Это свидетельствует о правильности проведения визуального анализа. Также из результатов анализа видно, что зерна кварца в каждом узком классе должны быть больше по объему зерен минералов ильменита, рутила, циркона и монацита. Иначе, результаты данных анализов по массовой доле минерала в одних и тех же исследуемых классах не должны совпадать, в связи с явным отличием кварца от имеющихся в пробе минералов по числовому значению плотности.

Так, если $M_1 = M_2$, то $\rho_1 \cdot V_1 = \rho_2 \cdot V_2$, но $\rho_1 \neq \rho_2$, следовательно, $V_1 \neq V_2$. Что свидетельствует о наличие возможной ошибки при проведении приближенно-количественного минералогического анализа или подчеркивает, что кварц имеет окатанную форму, и, следовательно, его больше в объеме. В этом случае остальные минералы должны быть преимущественно неправильной формы (трудные и затрудняющие зерна). При проведении визуального анализа последний фактор имеет место. Кроме вышесказанного, наиболее вероятное предположение заключается в следующем: зерна минералов частично представлены в виде сростков (кварц + тяжелый минерал).

Так же следует отметить, что величины ω_{ij} и β_{ij} в физическом смысле не равнозначны. Это говорит о том, что результаты данных анализов необязательно должны совпадать, то есть нельзя говорить о правильности проведения визуального анализа.

Погрешность определения массовой доли какого-либо минерала по N_j зернам можно определить, используя формулу 3:

$$S_\alpha^2 = 2 \cdot f \cdot S_k^2 \cdot \rho \cdot d^3 \cdot \left(q_{\text{êîí}.}^{-1} - q_{\text{íà÷}.}^{-1}\right), \%^2 \qquad (3)$$

Считая $q^{-1}_{нач} = 0$, получим

$$S_\alpha^2 = S_k^2 \cdot 2 \cdot f \cdot \rho \cdot d^3 \cdot q_{\text{êîí}.}^{-1}, \%^2 \qquad (4)$$

и

$$S_k^2 = \rho_m / \rho_{\text{ï}} \cdot \alpha_m \cdot \left(\beta_m - \alpha_m\right), \%^2 \qquad (5)$$

Принимаем $\rho_м = \rho_п$ *и* $\beta_м = 1$, тогда

$$S_\alpha^2 = \alpha_m \cdot (1-\alpha_m) / N_j \qquad (6)$$

P_α или P_ω – относительная погрешность определения α или в нашем случае ω_{ij} определяется по формуле:

$$P_\alpha = t \cdot S_\alpha \cdot 100 \cdot \alpha_m^{-1} = t\sqrt{\left[\alpha_m \cdot (1-\alpha_m)/N_j\right]} \cdot 100 \cdot \alpha_m^{-1} = 9\sqrt{\left[(1-\alpha_m)\cdot \alpha_m^{-1}\right]}, \% \qquad (7)$$

На рисунке 1 показано изменение относительной погрешности от массовой доли частиц минерала в классе при визуальном анализе.

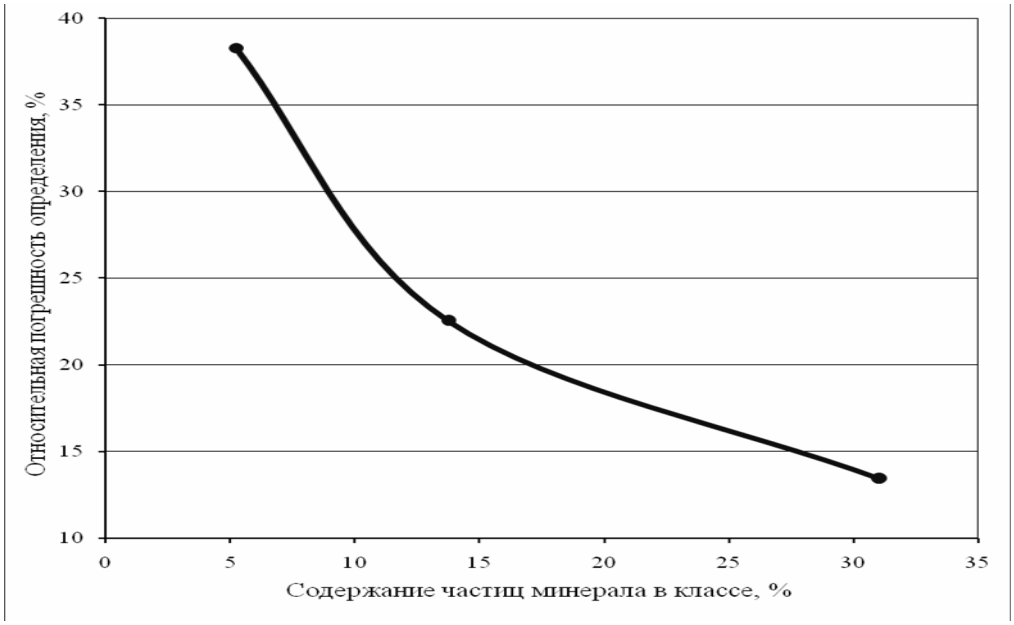


Рисунок 1. Зависимость $P_\omega = f(\omega_{ij})$ для ильменита

Выявлено, что погрешность определения процентного содержания частиц при этом велика во всем диапазоне изменения содержания, поэтому такой анализ и называется приближенно-количественным. Однако его роль в связи с универсальностью и простотой чрезвычайно велика.

Таким образом, сравнивая эти методы анализа можно предположить, что для более эффективного применения приближенно-количественного метода определения минералогического анализа необходимо тщательнее изучать структуру, текстуру и ряд физико-химических свойств минералов при необходимости проведения данного вида анализа.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД УЧАМИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

М.А. Гурман, Л.И. Щербак, Т.Н. Александрова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: mgurman@yandex.ru

Детальные минералогические исследования на основе современных методов позволяющих проникнуть вглубь вещества, являются основой научного прогнозирования технологических

свойств руды (М.В.Дорошенко, Т.В.Башлыкова, М.В.Проскуряков, С.А.Прокопьев, А.М.Пономарева. Минералогическое сопровождение технологических исследований). Исследования вещественного состава золотомышьяковой руды двух технологических типов первичной и частично окисленной Учаминского месторождения Дальнего Востока выполнены с применением минералогических, минераграфических, электронно-микроскопических и технологических методов. Месторождение локализовано в минерализованной зоне дробления высокоуглеродистых алевролитов, глинистых сланцев и песчаников, имеющей сложный состав и строение. Рудовмещающие породы в зоне разлома трещиноваты, смяты и брекчированы. Аналогичный характер имеют и первичные (проба 1) и частично окисленные руды (проба 2) на макро - и микроуровне (рисунок 1). Руды в виде жильнопрожилковых обособлений образуют линейный штокверк в кварцевых, серицит - и хлорит - кварцевых метасоматитах.

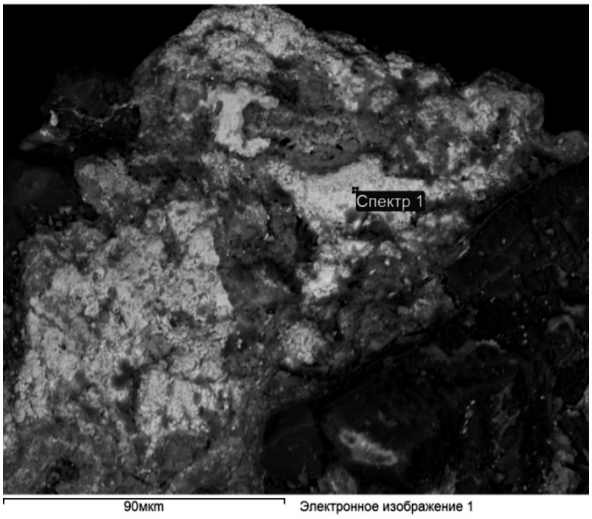


Рисунок 1. Гидротермально-тектоническая брекчия сложного состава

Главными рудными минералами и основными концентраторами золота в пробах являются арсенопирит и пирит. Формы выделения этих минералов, в основном, агрегатные с тесным взаимным прорастанием, гнездовидные, реже вкрапленные. В пробе 1 доля арсенопирита составляет 16,75%, пирита - 8,46%, пирротина - 1,4%. Общее содержание сульфидов - 28-30%. В составе пробы 2: арсенопирита - 3,58%, пирита - 2,61%; галенит, пирротин, сфалерит отмечены в сотых долях процента. Содержание сульфидов-6-7%. Следует отметить сложный характер связей сульфидных минералов между собой и с вмещающими нерудными минералами. Основным ценным компонентом руды является золото, содержание которого в пробах составляет 3,3 и 9,1 г/т. В рудах присутствует свободное золото, доля которого в пробе 1 – 9,16%, в пробе 2 – 34,64%, в основном, это золотины размером менее 0,1 мм; форма пластинчатая, комковидная, крючковатая, мелкоямчатая, бугристая. Цвет золотисто-желтый, зеленовато-желтый, желтовато- серебристый.

Большая часть золота первичной руды является тонкой вкрапленностью в пирите и арсенопирите, доля ассоциированного с сульфидами золота составляет 61,07%, для пробы частично окисленной руды, она соответственно - 32,10%. Отличительной особенностью пробы 2 является присутствие в руде лимонита, скородита, церуссита, бурнонита, буланжерита, джемсонита. Арсенопирит покрыт корочками скородита, корродирован бурнонитом; по пириту развивается коррозия джемсонита. Серебро в рудах присутствует в виде тонкой вкрапленности в сульфидные минералы: до 1% серебра содержится в галените, серебром обогащены также арсенопирит, пирит, сфалерит, халькопирит. Массовая доля серебра в пробах составляет 100 г/т. Для обеих проб характерно высокое содержание мышьяка – 10 и 6,3% (соответственно для проб 1 и 2), его носителем является, в основном, арсенопирит. Методом растровой электронной микроскопии с энерго-дисперсионным детектором мышьяк в виде примеси (реже включений) выявлен в большинстве рудных минералов.

Высокоуглеродистые алевролиты свидетельствует о присутствии углистого вещества в руде. По данным электронно-микроскопического анализа содержание углистого вещества повышается в окисленных рудах, при крайне неравномерном распределении (рисунок 2, табл.). На поверхности зерна лимонитизированного арсенопирита, наглядно прослеживаются гнездовидные сгущения углерода (черное), чему способствует рыхлая структура лимонитовой корки.

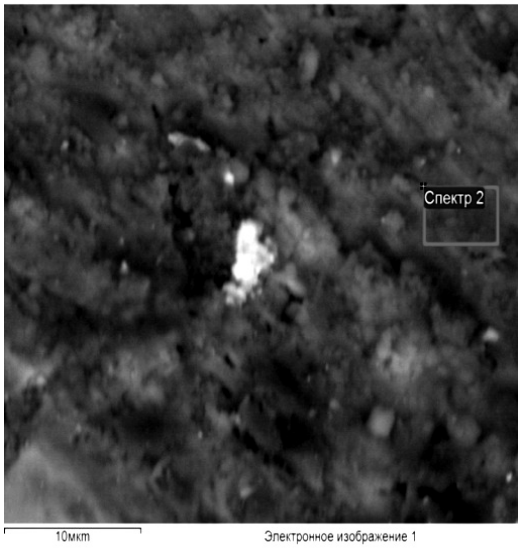


Рисунок 2. Распределение углерода на поверхности лимонитизированного арсенопирита

Таблица. Химический состав выделенного фрагмента

Элемент	Весовой,%	Атомный,%
C	35.57	52.47
O	28.99	32.10
Al	0.47	0.31
Si	0.52	0.33
S	17.19	9.50
K	0.21	0.10
Fe	14.60	4.63
As	2.45	0.58
Итого	100.00	

По данным химического анализа содержание свинца в рудах составляет 1,1 и 0,81%, цинка 0,86 и 0,21%, меди 0,13 и 0,09%, соответственно для проб 1 и 2. Руды данного месторождения характеризуются сложным минеральным составом, упорность их обусловлена сразу несколькими признаками: тонкой вкрапленностью золота в пирите и арсенопирите; наличием химических депрессоров (сульфидных и окисленных минералов меди, железа, сурьмы, мышьяка, цинка, свинца); присутствием рассеянного углистого вещества. Поскольку в рудах присутствует свободное золото, извлечение его предполагает применение методов гравитационного обогащения. Золотоносность большинства сульфидных минералов обуславливает необходимость применения флотации и последующее извлечение золота из флотационных концентратов металлургическими методами.

Для снижения негативного воздействия рассеянного углистого вещества флотационная часть схемы проводилась с получением сначала углистого концентрата, а затем коллективного золотосульфидного. Условия флотации углистого вещества способствует переводу части золота и золотосодержащих сульфидов в углистый концентрат. Поэтому полученный углистый концентрат объединяли с сульфидным для совместной обработки. Флотационное извлечение золота из

частично окисленных руд осложняется ассоциацией части золота с гидроокислами железа, а также наличием поверхностных пленок и покрытий на частицах золота. Для активации сульфидов, затронутых процессами окисления, проводили предварительную агитацию в сернокислой среде при pH=2. Процесс флотации осуществлялся при повышенных расходах ксантогената – до 200г/т и увеличении продолжительности флотации.

По схеме гравитация-флотация из первичной руды получены концентраты, содержащие 20,27 г/т золота и хвосты, с содержанием золота 0,59г/т. Концентраты, полученные из частично-окисленной руды, содержат 9,2 г/т золота; получить хвосты, близкие по содержанию к отвальным, не представляется возможным. Наличие в руде сульфидов разной степени окисленности, утративших флотационную активность, вызывает необходимость дополнительного цианирования хвостов флотации. В результате цианирования флотационных хвостов содержание золота в кеках составило 0,49 и 0,55г/т, в первичной и частично окисленной руде, соответственно. Вещественный состав полученных флотационных концентратов характеризуется присутствием минералов мышьяка, железа, меди, свинца, сурьмы, осложняющих технологию их переработки. В процессе обжига особенностью окисления арсенопирита является образование огарков с менее развитой микропористостью по сравнению с аналогичными продуктами окисления пирита. Кроме того, арсенопирит, содержащий примеси кобальта (проба 2) является более упорным при обжиге. Минералы свинца и сурьмы ухудшают физическую структуру огарков при обжиге. Поэтому содержание мышьяка 1.23 и 1.44%, в огарках пробы 1 и 2, соответственно, вполне объяснимо. Для улучшения технологических показателей изучена возможность применения дополнительных технологических операций, способствующих довскрытию огарков и доизвлечению упорного золота из огарков.

Таким образом, на основании глубокого изучения вещественного состава руды предложена комбинированная схема переработки руды, включающая гравитационно-флотационное обогащение и последующее извлечение золота из флотационных концентратов пиро- и гидрометаллургическими методами.

МОДЕРНИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД СЕВЕРО-ЗАПАДА. ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ

В.А. Дюбченко, Н.А. Патковская, Т.И. Тасина

ЗАО «Механобр инжиниринг», Россия, г. Санкт-Петребург

Модернизация горно-обогатительного цикла предполагает такой выход из устаревшего технологического уклада, когда при возникновении нового уклада старый не превращается в металлолом, а становится базовой основой развития, т.е. соблюдается технологическая преемственность. При этом сохраняется принцип опережающего развития производственной минерально-сырьевой базы.

Минерально-сырьевой потенциал СЗФО по железу включает запасы месторождений Оленегорской группы, руды Ковдорского месторождения, запасы которого превышают 1 млрд. т и обеспечивают работу карьера до 2040 г., Костомукшское месторождение с утвержденными запасами в объеме 1,15 млрд. т в проектных контурах карьера и запасы Корпангского месторождения в количестве ~400 млн. т. Таким образом, сырьевая база железных руд СЗФО в общем балансе по России составляет около 4%, а их добыча – 13%.

На Северо-Западе России находятся три крупных горнообогатительных комбината, перерабатывающие железосодержащие руды: первый в СССР – Оленегорский ГОК (ОАО «Олкон»), введенный в эксплуатацию в 1954 г., ОАО «Ковдорский ГОК», введенный в эксплуатацию в 1962 г., Костомукшский ГОК (ОАО «Карельский окатыш») – последний, введенный в эксплуатацию в 1982 г.

Проекты всех основных промышленных объектов этих комбинатов были выполнены ВНИПИ «Механобр» (ЗАО «Механобр инжиниринг», Санкт-Петербург).

Товарной продукцией ОАО «Олкон» и ОАО «Ковдорский ГОК» являются железорудные концентраты (ЖРК), а ОАО «Карельский окатыш» - офлюсованные и неофлюсованные окатыши.

Комбинаты были запроектированы в 50-х – 70-х годах прошлого века, т.е. срок их эксплуатации составляет 30-60 лет, что безусловно вызывает необходимость их технического перевооружения и модернизации с учетом состояния техники и технологии XXI века.

В докладе рассматривается производство на этих комбинатах только ЖРК, т.е. переделы в контуре «руда-ЖРК», в том числе:

- достигнутый уровень переработки руды и производства ЖРК с учетом качества товарной продукции, энергоемкости и коммерческой эффективности производства;
- сравнение с основными железорудными комбинатами России и зарубежья;
- уровень техперевооружения и реконструкции, выполненный комбинатами к 2010 г.;
- общие основные направления дальнейшей модернизации производства:
- улучшение технологической структуры производства и его энергоемкости с учетом современного состояния техники и технологии обогащения;
- выбор варианта модернизации с учетом показателей технологической, коммерческой и экологической эффективности на долгосрочную перспективу.

В рамках реализации этих направлений к настоящему времени выполнено:

<u>ПО ОАО «Карельский окатыш»</u>

Рабочий проект реконструкции ДОФ и ЦПО, позволяющий увеличить производительность по переработке руды до 33 млн. т/год, получить ЖРК с содержанием Fe=69,5% и увеличить производство обожженных окатышей до 11 млн. т/год. Проект выполнен ЗАО «Механобр инжиниринг».

<u>По ОАО «Олкон»</u>

Совместно с комбинатом проведены работы по модернизации процессов рудоподготовки и обогащения с целью повышения качества товарного концентрата и снижения его себестоимости, что позволило получить исходные данные для регламента техперевооружения и реконструкции ДОФ.

<u>По ОАО «Ковдорский ГОК»</u>

Анализ работы ОАО «Ковдорский ГОК» показал эффективность локальных проектов комбината по реконструкции отдельных узлов схемы МОФ и АБОФ за период до 2009 г.; коммерческую целесообразность усреднения рудной шихты перед обогащением и необходимость более радикальной сквозной модернизации технологической структуры в целом.

Рекомендованы варианты техперевооружения и модернизации действующих технологий переработки руды на указанных комбинатах с учетом состояния рудной базы и возможности повышения рентабельности использования руд и пород месторождений за счет:

- использования новых процессов, современного оборудования и оптимальных конструктивно-компоновочных решений, позволяющих увеличить мощность комбинатов по исходной руде и товарной продукции при минимизации рисков;
- расширения номенклатуры товарной продукции, включая производство высококачественных концентратов для металлизации; улучшение качественных характеристик товарного ЖРК;
- снижения себестоимости концентратов и повышения финансовой эффективности производства;
- диверсификации производства с выпуском более дорогой конкурентоспособности товарной продукции широкого ассортимента, что дает возможность создания вокруг горноперерабатывающего комбината небольших высокотехнологичных производств.
- Модернизация производства на железорудных комбинатах СЗФО позволит повысить коммерческую, технологическую и экологическую эффективность производства ЖРК при минимальном уровне рисков.

ОСТОВНО-ЭЛЕКТРОННАЯ КРИСТАЛЛОХИМИЯ КАК ОСНОВА ОБЪЯСНЕНИЯ КОНСТИТУЦИИ И СВОЙСТВ МИНЕРАЛОВ

В.А. Дюбченко, Н.А. Патковская, Т.И. Тасина

ЗАО «Механобр инжиниринг», Россия, г. Санкт-петербург

Суммируя материалы монографии [1], посвященной разработанной автором остовно-электронной кристаллохимии (ОЭК) минералов, попытаемся произвести ее оценку в двух аспектах – теоретическом и прикладном.

В плане теоретическом остовно-электронная кристаллохимия предлагает простое, естественное, но вместе с тем достаточно современное объяснение единой природы любых типов химических связей в минералах на основе взаимодействия положительных атомных остовов и связующих электронов. Причем эта, в общем-то, тривиальная идея не просто декларируется, а доводится (что предпринято впервые) до энергетического обоснования – построением соответствующих моделей и предложением принципиально нового энергетического параметра вещества W (МДж/моль) – энергии сцепления атомных остовов и связующих электронов (электридов) с выводом соответствующих формул. Основная из них $W = E_a + \Sigma I_n$ (E_a – энергия атомизации соединения, ΣI_n – сумма потенциалов ионизации образования атомных остовов из нейтральных составляющих атомов). Вторая формула, практически равноценная первой, – W = Σэнергетических коэффициентов (ЭК) атомных остовов и связующих электронов.[1] Эта формула была выведена нами из геоэнергетических разработок академика А. Е. Ферсмана, что позволило продемонстрировать их преемственность, актуальность и научную значимость в современной кристаллохимии минералов.

На базе теоретического аппарата ОЭК построены схемы остовно-электронного строения для порядка 700 минералов (с включением также многих искусственных кристаллических соединений) и выполнены для них оценки энергий остовно-электронного взаимодействия. Для осуществления этого большого объема работ была решена проблема научного обоснования и определения истинных валентных состояний атомов в гомоатомных и гетероатомных кристаллах – как для металлических (или катионных), так и для неметаллических (или анионных) компонентов соединений. Параллельно с указанной была решена также проблема природы и количественной оценки доли металлического взаимодействия в сульфидных рудных минералах и их аналогах, чем они кардинально отличаются от вмещающих породообразующих минералов, как правило, лишенных металлических связей и являющихся диэлектриками.

В прикладном аспекте – предлагаемые в данной монографии новые энергетические подходы (главы 4 и 5) дают исследователям, как нам представляется, полезные методики объяснения, оценки и прогнозирования свойств твердых тел. Речь, по сути дела, идет о предоставленной возможности, используя энергетические параметры (таблица 1.22) и выведенные зависимости (глава 2), количественно характеризовать весьма широкий спектр самых разнообразных физико-химических свойств минералов (и других материалов) – механических, термических, упругих, поверхностных, эмиссионных, электрических, полупроводниковых и многих других свойств, многие из которых так или иначе используются в технологических процессах обогащения. И в этом смысле данная монография может рассматриваться в качестве своеобразного справочника по кристаллоэнергетике и свойствам минералов и других твердых тел.

В чем новизна и значение предлагаемого нового подхода к кристаллохимии минералов? Как известно, традиционная кристаллохимия постулирует, что строительными элементами кристаллов являются атомы или ионы, энергия взаимодействия которых описывается соответственно понятиями энергии атомизации и энергии кристаллической ионной решетки. Разработанный нами

[1] Вывод энергетического коэффициента для связующего электрона (ЭК($1e^-$) = 0,34 МДж/моль) является принципиально новым вкладом в кристаллоэнергетику по Ферсману.

остовно-электронный подход (остовно-электронная кристаллохимия), детализируя и углубляя проблему межатомного взаимодействия, рассматривает кристалл (и любое химическое соединение вообще) изначально состоящим из атомных остовов (выполняющих функцию катионов) и связывающих их валентных электронов (выполняющих функцию анионов), энергия взаимодействия которых, как оказалось, может количественно характеризовать весьма широкий спектр свойств соединений. Построенные в монографии графики многочисленных соответствующих корреляций полностью подтверждают справедливость этого тезиса.

Возвращаясь вновь к трем подходам к минералам (с точки зрения строительных частиц и энергии их взаимодействия), необходимо обратить внимание на опредленные преимущества предлагаемого нами энергетического подхода (ОЭК) перед двумя другими. Помимо грубости (низкой точности) соответствующих оценок[2], основанный на использовании энергии кристаллической решетки подход не позволяет учитывать вклад металлических связей, присутствующих во многих рудных минералах. Более корректный, основанный на использовании энергии атомизации минералов второй подход применим к соединениям с любым типом химических связей. Однако он дает возможность учета энергии примеси металлического взаимодействия, но в скрытом, не поддающимся количественной оценке виде. Указанных недостатков лишен предлагаемй нами третий подход, основанный на использовании энергии остовно-электронного взаимодействия в минералах, что позволяет считать его наиболее универсальным.

Автор убежден, что внедрение в практику предлагаемых на основе остовно-электронной кристаллохимии новых энергетических подходов, пока не нашедших широкого применения, имеет хорошие перспективы.

Список использованных источников

1. Зуев В.В. Остовно-электронная кристаллохимия как основа объяснения конституции и свойств минералов. СПб, 2012. 199 с.

СНИЖЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПОСЛЕДСТВИЙ ДОБЫЧИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД НА ОСНОВЕ ЯДЕРНО-ГЕОФИЗИЧЕСКОГО ОПРОБОВАНИЯ

С.А. Ефименко[1], В.С. Портнов[2], А.К. Турсунбаева[2], А.Д. Маусымбаева[2], В.Я. Сергеев[2], М.Н. Белик[2]

[1]ТОО «Корпорация Казахмыс», Казахстан, г. Жезказган
[2]Карагандинский государственный технический университет, Казахстан, г.Караганда

ТОО «Корпорация Казахмыс» разрабатывает медистые песчаники характеризующиеся полиметаллическим типом (основные промышленные компоненты: Cu, Pb, Zn; сопутствующие промышленные компоненты: Ag, Re, Cd, S, Os; второстепенные компоненты: Co, Ni, Mo, Sn, Bi, As, Sb, Te, Se, Ga, In, Tl, Ge, Pd, Pt, Hg) и четырьмя технологическими сортами руд: медные сульфидные, комплексные (Cu – Pb, Cu – Pb – Zn), свинцовые (Pb, Pb – Zn, Zn) и смешанные (сульфидно – окисленные). Халькозин, борнит и халькопирит являются главными сульфидами меди. На их долю приходится 55, 40 и 5% запасов меди на месторождении. Галенит и сфалерит – главные сульфиды свинца и цинка.

Стратегическое значение приобретают технологии ведения горно-добычных работ, максимально ограничивающие попадание свинец- и цинк-содержащих комплексных и свинцовых

[2] Такие оценки дают неудовлетворительные результаты для соединений поливалентных атомов с низкой полярностью межатомных связей.

руд в товарную руду сорта «медная сульфидная» и снижающее экологический риск которые выражаются в:

- запылении атмосферы и окружающих территорий соединениями Pb, Zn и Cd, находящимися в виде пыли в составе отходящих газов металлургического производства (примерный состав оборотной пыли: Cu-12÷55%, Pb-6÷39%. Zn-1÷5%, Fe-2÷4%) и с зеркал хвостохранилищ (Pb, Zn и Cd, поступающие на обогатительные фабрики в составе исходной медной руды в количествах, превышающих регламент расхода реагентов, частично переходят в хвосты и накапливаются в хвостохранилищах);
- вдыхании персоналом соединений свинца и цинка вместе с пылью и газами;
- загрязнение почв и вод соединениями Pb, Zn и Cd, смываемыми с хранилищ отвальных шлаков металлургического производства (примерный вещественный состав отвальных шлаков жезказганского медьзавода: Cu-0,45%, Pb-2%, Zn-3%, Fe-14%).

Факторы прямого производственного ущерба:

1. Снижение марки и, как следствие, цены товарного медного концентрата, отгружаемого обогатительными фабриками (в марке КМ-0 содержание свинца не должно превышать 2,5%, цинка – 2,0%), снижение (в несколько раз) срока службы выпускных шпуров печи из-за осаждения свинца на футеровке шпуров и настыли печи;

2. Внеплановые чистки фильтров на уловителях отходных газов металлургического производства из-за забивки последних свинцовой пылью.

Экологический мониторинг в ПО «Жезказганцветмет» осуществляется по двум направлениям: рентгенорадиометрический, контроль за добычей свинец - и цинксодержащих комплексных и свинцовых руд выполняется рентгенорадиометрическим опробованим забоев, уступов, руды в навале отбитой горной массы, буровых шламов (РРОЗ) и анализом истертых вагонных, забойных, керновых проб, проб бурового шлама скважин РРАП с использованием РПП-12. Его отличительной особенностью является: универсальная методика, анализа по принципу «объекты анализа разные – градуировка одна»; высокоэффективный идентификатор аналитических линий элементов (по 14 параметрам); III категория точности РРАП (точность рядового химического анализа) для: Ag, Zn, Pb, Cu, Fe, Cd, Ba, Sr, Se, Mn, As, In, Mo, Ni, Sb, Bi, Ga, Y, Rb, Nb, Th и U; низкие пределы обнаружения элементов (рассчитаны по критерию 3σ): Ag 1,2 ppm, Cd – 1,35 ppm, Zn 0,0058%, Pb 0,0084%.

РЛП-21Т специальной конструкции зондового устройства обеспечивает РФА проб руд на 31 элемент: Cu, Pb, Zn, Ag, Cd, Mo, Fe, Se, As, Ba, W, Bi, Ti, Cr, Mn, V, Ni, Al, Si, S, Ca, Ga, Br, Sr, Zr, Rb, Y, Nb, Pd, U, Th в одном режиме без применения вакуумного насоса и инертного газа для РРОП на легкие элементы.

Опция спектрометра РЛП-21Т «РРОП на рений» позволяет определять 19 элементов: Re, Ge, Cu, Zn, Pb, K, Ca, Ti, Cr, V, Mn, Fe, Co, Ni, As, Se, Ba (оценка), S (оценка), W при экспозиции измерений 500с. Для оптимизации условий возбуждения линий ReLβ1 и GeKa и повышения чувствительности РРОП на эти элементы в конструкцию РЛП-21Т введена дополнительная промежуточная мишень из рубидия.

Использование спектрометров РЛП-21 позволило организовать мониторинг элементного и валового состава промышленных продуктов обогатительных фабрик несущих важную экологическую составляющую. Был зафиксирован факт замены поставщиком руды, что отразилось на динамических рядах по увеличению содержаний Cu, Pb и Cd в исходной руде при одновременном снижении содержаний Zn и Ag.

Спектрометры РЛП–21 использовались для исследований руд месторождения Таскура характеризующихся низкой сереброносностью. Сопутствующие элементы: Sc, P, Mn, Pb, Ti, Zr, Ta, Cr, Ni, Ge, Bi, Ba, Be, Nb, Mo, Yb, Y, Zn, Ag, Co, Sr, Tl. Переработка этих руд планировалась на Жезказганских обогатительных фабриках. В этой связи проведены исследования, направленные на решение производственных и экологических задач: выявление сопутствующих элементов в рудах и горных породах и оценка промышленной перспективы у этих элементов; оценка возможных экологических рисков для г. Жезказгана и хранения отвальных хвостов в хвостохранилище; оценка сереброносности руд месторождения

и коэффициента корреляции между медью и серебром и коэффициента удельного содержания серебра.

В пробах руд и пород месторождения Таскура отмечены повышенные содержания стронция и тантала. Корреляция между содержаниями стронция и меди отсутствует. Промышленно значимых содержаний других сопутствующих элементов не обнаружено. Коэффициент корреляции между медью и серебром KCu(Ag) = 0,975. Коэффициент удельного содержания серебра Куд = CAg (ppm)/CCu (%) = 5,04. Переработка руд с повышенными содержаниями стронция и хранение хвостов обогатительного передела приведет к повышенным экологическим рискам.

С помощью спектрометров организован экологический мониторинг на сложных, полиметаллических месторождениях: Нурказган (Cu, Au, Ag, Mo, Se, S); Кусмурын (Cu, Zn, Pb, Au, Ag, Cd, Se, Te, S); Акбастау (Cu, Zn, Pb, Au, Ag, Cd, Se, S, Te); Абыз (Pb, Zn, Cu, Au, Ag, S, Se, Te, Cd, In, Hg); Саякская группа медно–скарновых месторождений (Cu, Mo, Fe, Au, Ag, Bi, Te, Se, Re); Шатырколь (Cu, Mo, Au, Ag, Te, Se, U), а также на Балхашской, Нурказганской и Карагайлинской обогатительных фабриках.

Применение ядерно-геофизических технологий опробования руд в качестве фактически основного инструмента геологического мониторинга горных работ позволяет получить достоверную информацию для ее использования при добыче руд и оценке экологических рисков.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД РУДОПРОЯВЛЕНИЯ СКАРНОВОЕ

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

Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н. М. Федоровского» (ФГУП ВИМС), Россия, г. Москва, e-mail: Vera_fram@mail.ru

Рудопроявление железных руд Скарновое располагается в юго-западной части Южно-Омолонского рудного района (Магаданская область).

В геологическом строении этой территории принимают участие породы фундамента, представленные плагиогнейсами, которые южнее сменяются полосчатыми гнейсами, амфиболитами и хлорит-мусковитовыми сланцами батикского метаморфического комплекса. Породы среднего рифея залегают на метаморфизованных нижнепротерозойских образованиях с угловым несогласием и представлены доломитизированными, песчанистыми, глинистыми и строматолитовыми известняками с прослоями кварцитовидных песчаников. Отложения рифея формируют пологие брахисинклинальные складки и прорваны интрузиями нижнепалеозойских гранитов, представленных гранит-порфирами и диоритами.

Предварительно в пределах участка Скарновый выделяется три типа оруденения:

- железистые кварциты в нижнепротерозойских метаморфических породах;
- карбонатно-магнетитовые руды, в рифейских известняках;
- скарново-магнетитовые руды, вдоль разломных зон, в которых можно выделить два подтипа.

Нами исследовались магнетитовые руды скарново-магнетитового типа. Исследование минерального состава магнетитовых руд проводилось комплексом современных физических методов (оптико-минералогическими, рентгенографическим, рентгенотомографическим, микрорентгеноспектральным).

Руды по существу представляют собой рядовые магнетитовые руды преимущественно прожилково-вкрапленной и полосчатой текстур. В подчиненном количестве встречаются

массивные и колломорфно-полосчатые, реже смешанные руды. Структура руд неравномерно-зернистая аллотриоморфнозернистая, с элементами пойкилитовой. По количеству в руде главного ценного элемента – железа, руда может быть отнесена к средним железосодержащим рудам (22,7-48,1%). Железо, кроме магнетита, входит в состав нерудных минералов – серпентин, амфибол, пирит, сфалерит и халькопирит.

По составу руда малосернистая, малофосфористая (S - <0,05% и 0,18%, P – 0,07% и 0,48%). В весьма незначительном количестве присутствуют примеси меди, цинка, молибдена, свинца и висмута. Благородные металлы в руде не обнаружены. Содержание шлакообразующих компонентов показывает, что руда по коэффициенту основности является самофлюсующейся (0,95) и основной (1,4). Руды полиминеральные, помимо преобладающего в них магнетита присутствуют в значительном количестве хлориты, клиногумит, серпентин, форстерит и ряд других минералов.

Магнетит - главный рудный и количественно преобладающий в руде минерал. Размер зерен магнетита варьирует от нескольких тысячных и сотых долей миллиметра, изредка достигая 1-2 мм. Зерна размером менее 0,05 мм, как правило, проявляют признаки кристаллографической огранки (частично или полностью идиоморфные), в то время как более крупные - практически всегда ксеноморфны и встречаются в сложных по морфологии агрегатах, в разной степени корродированых породообразующими минералами. Основная масса магнетита сосредоточена в материале крупностью -0,5 +0,044 мм, поэтому можно считать, что раскрытие минерала будет происходить при крупности – 0,5 мм. И в материале крупностью менее 0,5 мм можно ожидать концентрации свободных зерен и богатых сростков магнетита. Магнетит соответствует разновидности с изоморфной примесью марганца и магния, что оказывает влияние на параметр элементарной ячейки магнетита (а = 8,406 (±0,001)) и значения его микротвердости (от 597 до 750 кгс/мм^2).

Халькопирит образует редкие ксеноморфные выделения неправильной формы, размером от сотых и тысячных долей миллиметра до 0,5 см между полосами магнетита, а также эмульсионную вкрапленность в сфалерите. Незначительное количество халькопирита в руде не может представлять интереса в качестве возможного попутно извлекаемого компонента руды.

Сфалерит образует в руде редкие выделения идиоморфной и ксеноморфной формы, размером в сотые и десятые доли миллиметра.

Пирит представлен единичными ксеноморфными выделениями, размером в тысячные и сотые доли миллиметра, а также агрегатами зерен.

В тесной ассоциации с магнетитом присутствуют хлорит и серпентин. Петрографическим и рентгенографическим анализами хлорит диагностирован как две разновидности клинохлора. Серпентин, согласно рентгенографическому определению представленный лизардитом и клиносерпентином, наиболее интенсивно подвержен процессам химического разложения, частично преобразован в глинистые минералы (монтмориллонит).

Из вышеизложенного следует:

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

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

В связи с незначительной примесью в руде железосодержащих сульфидных минералов – пирита, сфалерита и халькопирита, ожидаемые потери железа с ними несущественны.

ОСОБЕННОСТИ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СЕРПЕНТИНИТОВ СВЕТЛООЗЕРСКОГО ПРОЯВЛЕНИЯ КАК СЫРЬЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ КЕРАМИКИ

В.П. Ильина, Т.В. Попова, Е.Е. Климовская, П.В. Фролов, И.С. Инина

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии КарНЦ РАН, Россия, г. Петрозаводск

Комплексная переработка минерального сырья является важнейшей для всей горно-добывающей промышленности. К комплексным объектам Карелии можно отнести Светлоозерское месторождение медно-никелевых и тальковых руд, расположенное в пределах Западно-Светлоозерского массива ультрамафитов [1]. Светлоозерская субвулканическая интрузия, включающая Западно-Светлоозерский и Восточно-Светлоозерский массивы, располагается в южной части Каменноозерской архейской зеленокаменной структуры и представляет собой силл, внедрившийся в центральную часть постройки ультраосновного вулканизма, участвовавшего в образовании коматиитов кумбуксинской свиты. Вмещающими породами для медно-никелевых руд и залежей талькового сырья являются серпентиниты. Серпентиниты могут представлять интерес как декоративный материал и иметь промышленное значение для производства строительных и облицовочных материалов. Одним из направлений использования серпентинитов является получение на их основе высокомагнезиальных керамических материалов. Разнообразные типы магнезиальной керамики (форстеритовая, стеатитовая, кордиеритовая) не обладают едиными свойствами. В одних материалах доминирует высокая стойкость к термоударам (кордиерит), в других – высокая огнеупорность (форстерит) и высокочастотные свойства (стеатит). В большинстве случаев в них сочетается комплекс свойств, необходимых для использования изделий в самых различных условиях. Так, кордиеритовая керамика используется в производстве кислотостойких, термостойких электроизолирующих изделий, в том числе носителей катализаторов для очистки выхлопных газов двигателей внутреннего сгорания, фильтров для очистки воды и других сред.

Целью данной работы является исследование минералого-технологических свойств серпентинитов для получения на их основе термостойкой керамики и теплоизоляционных материалов с высокой прочностью.

Проведены исследования минерального состава природного серпентинита, исследованы процессы фазообразования при их термической обработке.

Для изучения минерального состава серпентинитов, а также образующихся при их термообработке новых кристаллических фаз использовали диференциально-термический анализ, выполненный на синхронном термическом анализаторе STA 449 F1 Jupiter; рентгенофазовый анализ на дифрактометре ARL X'TRA с излучением CuKl в области углов 2 тета=2-90 с использованием программы Siroquant; а также микрозондовый анализ на электронном микроскопе VEGA 2 LSH с приставкой для микроанализа.

Пробы серпентинитов были отобраны из керна скважин. В исследованных пробах отмечено высокое содержание серпентина (70-80%), содержание хлорита в них не превышает 5%, тремолит практически отсутствует. Сопутствующие минералы: карбонаты магния, магнетит, сульфиды железа и никеля. Согласно данным дифференциально-термического анализа серпентин, входящий в состав серпентинита, относится к антигориту.

Для получения керамики использован маложелезистый концентрат, полученный при обогащении пробы с.8 методом магнитной сепарации [2]. Исследования показали, что на возможность получения из серпентинитов маложелезистых концентратов оказывает влияние размер и характер распределения зерен магнетита. Зерна магнетита имеют размер от 0,01 до 0,4 мм, при этом преобладают наиболее крупные зерна. Магнетит располагается, главным

образом, по границам серпентиновых агрегатов. Серпентиновый концентрат, полученный из Светлоозерского серпентинита, содержал 3,75% общего железа, что близко к требованиям к сырью для термостойкой кордиеритовой электрокерамики.

Согласно данным рентгенофазового анализа концентрат состоит из антигорита с примесью оливина. Концентрат использован для получения кордиеритовой керамики.

Керамика, полученная при конечной температуре обжига, состояла из кордиерита с примесью муллита и следами кварца. Благодаря основной кристаллической фазе – кордиериту полученная керамика имеет электроизолирующие свойства и низкий коэффициент термического расширения, обусловливающий термостойкость материала. Результаты исследований показали, что серпентинит Светлоозерского участка является перспективным сырьем для получения кордиеритовой керамики.

На основе серпентинита получена форстеритовая керамика. Высокие показатели механической прочности, влагостойкости и низкая теплопроводность позволяют использовать предлагаемую керамику в качестве теплоизоляционного материала для тепловых агрегатов и морозильных камер.

Список использованных источников

1. Фролов П.В., Фурман В.Н. Светлозерское проявление руд железистого талька — эталонный объект комплексных месторождений зеленокаменных поясов Карелии/Геология и полезные ископаемые Карелии. № 6. Петрозаводск, 2003. С. 58-66.
2. Каменева Е.Е., Лебедева Г.А., Соколов В.И., Фролов П.В. Исследования вещественного состава и технологических свойств серпентинитов Карелии // Современные методы минералого-геохимических исследований как основа выявления новых типов руд и технологии их комплексного освоения. Материалы годичного собрания РМО. С-Петербург, 2006. С. 22 – 24.

ВЛИЯНИЕ ЛЕЙКОКСЕНИЗАЦИИ НА КАЧЕСТВО ТИТАНО-ЦИРКОНИЕВЫХ РУД

А.В. Иоспа, Г.К. Кривоконева, Е.Г. Ожогина

Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского» (ФГУП «ВИМС») Россия, г. Москва, e-mail: ada_heals@mail.ru, vims-ozhogina@mail.ru

Перспективы развития отечественной минерально-сырьевой базы титана в основном связано с древними (девон) прибрежно-морскими комплексными титано-циркониевыми россыпями (месторождения - Центральное, Ярегское, Тарское, Бешпагирское и др.), которые на сегодняшний день не осваиваются по геолого-экономическим причинам.

Титано-циркониевые руды являются комплексными полиминеральными. Главные рудные минералы - ильменит $FeTiO_3$, псевдорутил $Fe^{3+}{}_2\ Ti_3O_9$, рутил TiO_2, анатаз (реже брукит) TiO_2, циркон; второстепенные – кварц, полевой шпат, глауконит (Центральное), каолинит (Тарское); нерудные - кианит, силлиманит, ставролит, турмалин, гранаты, эпидот, вредными примесями являются хромшпинелиды и монацит. Характерные для россыпей другие минералы могут содержаться в незначительном количестве [1, 9, 3].

Руды, как правило, в значительной степени подвержены вторичным изменениям. Образовавшиеся по титановым минералам, в первую очередь - ильмениту, вторичные выделения принято называть лейкоксеном. Степень изменения, то есть интенсивность лейкоксенизации долгое время оценивалась исключительно методами оптической микроскопии, и лейкоксен считался самостоятельным минералом [2, 7, 3].

Сегодня однозначно доказано, что лейкоксен представляет собой тонкозернистый полиминеральный агрегат, состав которого зависит от протолита и степени его изменения [2]. По одним данным лейкоксен является образованием, отвечающим конечной стадии изменения титановых минералов, состоит преимущественно из вторичного рутила и кварца и имеет светло-желтый цвет [5]. По данным других исследователей в составе лейкоксена преобладающей кристаллической фазой является псевдорутил $Fe^{3+}{}_2$ Ti_3O_9, в подчиненных количествах присутствуют рутил, кварц, ильменит, иногда оксиды и гидроксиды марганца и железа, а так же характерны аморфные гидроксиды титана.[4, 7]. Это предопределяет содержание титана в лейкоксене. В ильмените содержится 50-53% TiO_2, в то время как в лейкоксене, по справочным данным - до 90% TiO_2.

Наши исследования позволяют согласиться с последним высказыванием и рассматривать лейкоксен как агрегат, состоящий преимущественно из псевдорутила (рисуок 1).

Оптико-минералогический анализ, до сих пор широко использующийся в практике минералогических исследований, позволяет оценить содержания минералов в пробах россыпей с большой степенью ошибки, и не дает возможности однозначно идентифицировать некоторые из минералов (например хромшпиненлиды – ильменит).

Качественная и количественная оценка минералов, формирующих лейкоксеновый агрегат, оптическими методами невозможна, в то время как рентгенографически все минералы, входящие в состав смеси, диагностируются однозначно [4] (рис. 1, таблица 1).

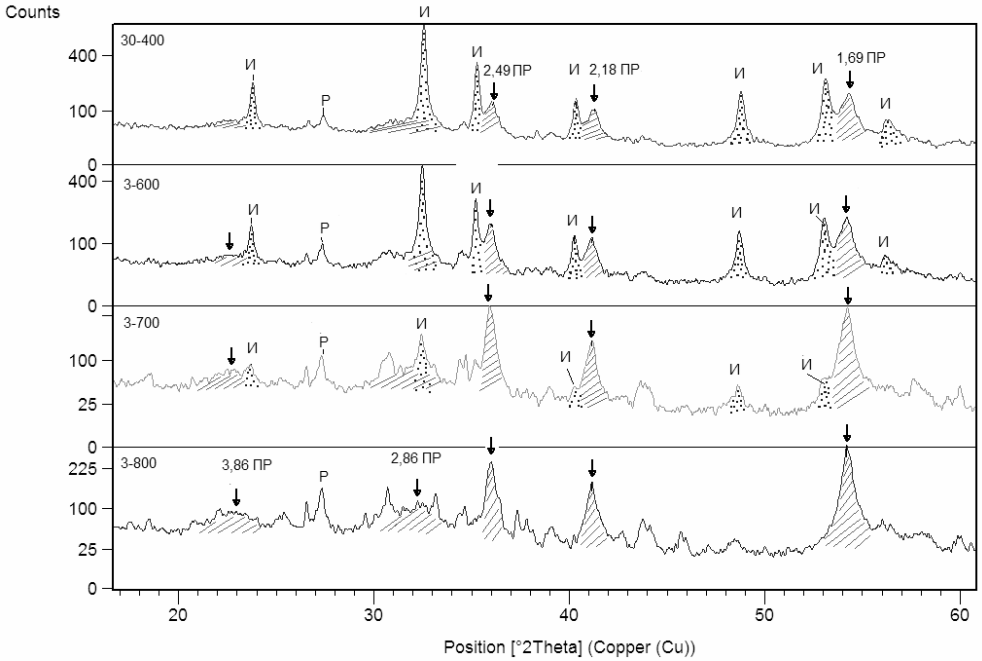


Рисунок 1. Рентгенограммы порошка магнитных фракций (Н = 400, 600, 700, 800 мТл) типичного черного шлиха камбулатских Ti-Zr песков, содержащих увеличивающееся количество «лейкоксена». Условные обозначения: И-ильменит (синие точки), ПР – псевдорутил (розовая штриховка, стрелки), Р – рутил, цифрами обозначены межплоскостные расстояния псевдорутила.

Таблица 1. Результаты оптико-минералогического и рентгенографического количественного анализов продуктов магнитного анализа концентрата гравитации типичного черного шлиха участка Камбулатский. Указано напряжение, подаваемое на магнит, в А

Минерал/ содержание масс%	Оптич. ан.	РКФА	Оптич. ан.	РКФА	Оптич. ан.	РКФА	Оптич. ан.	РКФА
	1,3 А		1,5А		12А		12А н\м	
Кварц	1,2	1,5	1,3	1,5	0,7	3	16,8	29
Кварц с включениями*	1,1	-	0,4	-	3,6	-	0,8	-
Турмалин	0,2	0,5	1,6	3	0,9	2	-	-
Эпидот	3,8	6	2,5	4	0,9	2	-	-
Силлиманит	-	-	0,4	1	-	3	-	-
Ставролит	0,2	-	6,5	12	0,2	-	-	-
Кианит	0,2	-	2,9	5	9,2	13	3,6	10
Гранаты	2,5	4	1	2,5	1	2	сл	1
Циркон	1,2	0,5	0,6	-	3,7	6	43,7	43
Ильменит	65,2	22	61,5	6	-	1	0,6	-
Ильменит с оторочками лейкоксена	16,8	-	5,4	-	-	-	-	-
Лейкоксен	2,7	-	4,5	-	-	-	2,8	-
Псевдорутил	-	53	-	48	-	-	-	-
Рутил	2,7	3	5,5	4	27,4	39	27	14
Анатаз	-	-	-	-	6,2	8	1	2
Хромшпинелиды	2,3	9	3,4	9	-	-	0,5?	-
Монацит	-	-	2,3	4	1,2	2	2,3	2
Сумма	100	100	100	100	81	100	100	100
Рентгеноаморфная фаза					19			

Во Всероссийском научно-исследовательском институте минерального сырья им Н.М.федоровского (ФГУП «ВИМС») была разработана методика рентгенографического количественного фазового анализа черных шлихов титано-циркониевых россыпей [6] , позволяющая количественно оценить содержание главных рудных минералов и минералов, содержащихся в пробах в пределах обнаружения методом.

Методом контроля рентгенографического и оптического анализов, а так же корректности проведения технологического процесса является химический анализ, который позволяет оценить общее количество полезных и вредных компонентов в руде, но не дает ответа на то, в какой форме они находятся.

Исследование песков Камбулатского участка (Ставропольский край), проводимое во ФГУП «ВИМС» в рамках минералогического сопровождения технологий их обогащения, показало, что пески тонкозернистые (максимальный размер зерен 0,15мм) и имеют сложный минеральный состав.

Ильменит в песках Камбулатского участка интенсивно изменен.

В результате изменения ильменита образуется тонкозернистый агрегат (называемый минералогами «лейкоксен»), сформированный преимущественно псевдорутилом (рис. 1). Псевдорутил имеет формулу $Fe^{3+}_{2-x}Ti_3O_{9-2x}(OH)_x$ и содержание в нем TiO2 – 59-62%, Fe_2O_3 – 32 - 36%, примеси - Mn_2O_3 от 0,2 до 3,3%, V_2O_3 в среднем 0,45%, так же характерно присутствие небольшого количества Si, Al, Ca (по данным микрорентгеноспектрального анализа). Помимо этого в руде обнаружен гидратированный псевдодрутил, аналогичный клебериту [8], и высокодисперсный, возможно, рентгеноаморфный, материал, содержащий до 70% TiO_2 (по данным Кривконевой Г.К).

В силу изменения химического состава и структуры ильменита при лейкоксенизации, меняются все его основные свойства – оптические и электромагнитные характеристики, плотность [2, 7]. При диагностическом магнитном фракционировании черного шлиха определен минеральный

состав проб при помощи рентгенографического и микрорентгеноспектального анализов. Было установлено, что ильменит содержится в руде в виде реликтов в псевдорутиле (или полностью замещен им) и концентрируется в магнитных фракциях, полученных при напряжености поля менее 600 мТл (напряжение, подаваемое на магнит 1,75А) (таблица 2). В то время как псевдорутил преобладает во фракциях, полученных при 3,5 - 4А (700-800 мТл), и диагностируется во всех электромагнитных фракциях, как и хромшпинелиды, являющиеся вредной примесью. При сравнении данных оптико-минералогического анализа и рентгенографического было установлено, что в слабоэлектромагнитных фракциях псевдорутил связан преимущественно с лейкоксеном (таблица 1).

Таблица 2. Результаты определения минерального состава продуктов магнитного фракционирования двух проб типичного черного шлиха участка Камбулатский (одна определена количественно, вторая - на качественном уровне) методом рентгенографического фазового анализа

Минерал	Содержание минерала во фракциях,%															
	200 мТл-0,5А		400 мТл – 1,25А		600 мТл – 1,75А		700 мТл		800 мТл – 4А		900 мТл – 5А		1000 мТл – 12А		Н.магнитн.	
Циркон	Сл	Сл	н\о	-	-	-	-	н\о	-	-	-	-	н\о	?	43,5	++
Рутил	2	+	н\о	+	2	+	3	н\о	2,5	+	3,5	+	н\о	+	22	++
Анатаз	-	-	н\о	-		?	0,5	н\о	0,5	+	1	?	н\о	+	5	+
Ильменит	39	++	н\о	++	33	++	14	н\о	5	+	-	?	н\о	?	-	-
Псевдорутил	39	+	н\о	+	39	++	59	н\о	42	++	23	++	н\о	++	-	?
РАФ (л)	5	?	н\о	?	21	?	-	н\о	29	?	36	?	н\о	?	-	?
Тімагнетит	9	+	н\о	-	-	-	-	н\о	-	-	-	-	н\о	-	-	-
Хр-шп	6	+	н\о	+	3	+	10	н\о	4,5	+	4,5	+	н\о	?	-	-
Гранаты:		-	н\о	-	1,5	+	11,5	н\о	3	+	0,5	+	н\о	?		-
Турмалины	-	-	н\о	-	-	Сл	-	н\о	4	+	8	+	н\о	+	2	-
Эпидот	-	-	н\о	-	-	?	-	н\о	3	+	7	+	н\о	+	1	?
Ставролит	-	-	н\о	-	-	?	-	н\о	5,5	+	11	+	н\о	-	3	?
Кианит	-	-	н\о	-	-	-	-	н\о	-	-	-	-	н\о	-	12,5	+
Силлиманит	-	-	н\о	-	-	?	-	н\о	-	-	-	-	н\о	-	7	+
Кварц	-	сл	н\о	Сл	0,5	Сл	2	н\о	1	Сл	2	+	н\о	Сл	3	+
Монацит	-	-	н\о	-	-	-	-	н\о	-	?	3,5	+	н\о	++	1	+
Выход фракции,%	1,1	0,3	н\о	1,16	18,5	9,26	13,5	н\о	9,1	42	14,5	3,96	н\о	2,86	43,3	40,43

Условные обозначения в таблице: н\о – не определялся, + - присутствует в пробе, ++ - присутствует в больших количествах, ? – возможно присутствует, – - отсутствует, сл – присутствует в пробе в следовых количествах.

Из вышеизложенного следует, что лейкоксенизация ильменита существенно влияет на качество товарных концентратов, повышая в них содержание оксида титана, при этом повышая содержание трехвалентного железа, и тех примесей, которые накапливаются в лейкоксене. Поэтому, при прогнозировании качества ожидаемых продуктов обогащения титано-циркониевых руд необходимо учитывать степень лейкоксенизации, и непосредственно минеральный состав лейкоксена.

Список использованных источников:

1. Быховский Л.З., Зубков Л.Б. Титан России: состояние, проблемы развития и освоения минерально-сырьевой базы. М., 1996.с.6-16
2. Жердев А.Н., Абулевич В.К. Минералогия титановых россыпей. М. «Недра», 1964.
3. Левченко Е.Н. Научно-методическое обоснование минералого-технологической оценки редкометалльно-титановых россыпей. Автореферат, Москва. 2011.

4. Кривоконева Г.К., Васильев А.Т. Использование метода рентгенографического количественного фазового анализа (РКФА) для подсчета запасов рудных минералов Ti-Zr песков Бешпагирского месторождения. Программа и материалы совещания «Титан-циркониевые месторождения России и перспективы их освоения». М., ИГЕМ, 2006, 29-32.
5. Кривовичев В.Г. Минералогический словарь. Издательство С-Петербургского университета, 2008.
6. Рентгенографический количественный фазовый анализ (РКФА) черных шлихов из рудных (Ti-Zr) песков (на примере Бешпагирского месторождения). Инструкция №54 НСОММИ.// М., ВИМС, 2005.
7. Цымбал С.Н., Полканов Ю.А. Минералогия титано-циркониевых россыпей украины. «Наукова думка», Киев, 1975.
8. http://www.mindat.org/min-10804.html
9. www.mineral.ru

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ ОСНОВ ПЕРЕРАБОТКИ НЕТРАДИЦИОННЫХ ВИДОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Е.Е. Каменева

ФГБОУ ВПО «Петрозаводский государственный университет», Россия, г. Петрозаводск

Современный этап освоения недр характеризуется тем, что ресурсы многих крупных месторождений близки к исчерпанию, а перспективы открытия новых месторождений со значительными запасами богатых руд крайне невысоки. В этих условиях актуальность приобретают исследования, направленные на обоснование возможности вовлечения в промышленное освоение нетрадиционных видов полезных ископаемых, к числу которых относятся вскрышные и вмещающие породы, хвосты обогащения, а также бедные руды незначительных по масштабам месторождений. Их переработка связана с ростом затрат при снижении извлечения полезных компонентов, а получаемые минеральные концентраты не всегда отвечают техническим условиям и требованиям экологической безопасности.

Проблема повышения эффективности переработки бедных руд и техногенного сырья приобретает важное научное и практическое значение и входит в число приоритетных направлений освоения и сбережения недр.

Исследования по данной проблеме актуальны для действующих горно-обогатительных комбинатов, где запасы богатых руд практически исчерпаны и в промышленное освоение вовлекаются бедные руды сложного вещественного состава и техногенное сырье, а также для перспективных регионов, устойчивое экономическое развитие которых связано с освоением минерально-сырьевых ресурсов, в большинстве случаев представленных объектами труднообогатимых бедных руд с относительно небольшими запасами. Эффективность освоения таких минеральных объектов может быть повышена при разработке месторождения как единого минерального комплекса с получением товарных концентратов, извлекаемых по основному полезному компоненту и сопутствующим минералам, а также на основе переработки вскрышных и вмещающих пород с получением дополнительной продукции.

В основу создания и развития новых технологий переработки нетрадиционного минерального сырья, включая бедные руды, отходы обогащения и специфичные по свойствам горные породы, является всестороннее технолого-минералогическое изучение свойств отдельных минералов и их ассоциаций. При этом важным направлением исследований является изучение изменения этих свойств в технологическом процессе как фактора, влияющего на показатели переработки. В этой связи выделены следующие основные задачи исследований:

– научное обоснование и разработка технологических схем, реагентных режимов и методов восстановления свойств минералов при формировании новых технологических циклов в условиях действующего производства;

- разработка технологий и технических решений, обеспечивающих повышение контрастности свойств разделяемых минералов на основе направленного воздействия для интенсификации процесса обогащения руд сложного вещественного состава;
- обоснование рациональной глубины обогащения бедных некондиционных руд; разработка состава минеральных смесей при получении нетрадиционных видов продукции;
- научное обоснование и разработка технологий переработки вскрышных и вмещающих пород с получением дополнительных видов продукции.

На примере различных видов сырья – текущих хвостов обогащения комплексных руд Ковдорского месторождения, ильменит-магнетитовых, кианитовых, апатит-карбонатных руд и серпентинитов перспективных месторождений Республики Карелия, основных типов горных пород на основе технолого-минералогических исследований разработаны технологические решения, обеспечивающие повышение эффективности их переработки:

1. На примере промышленного перерабатываемых магнетит-апатит-форстерит-кальцит-бадделеитовых руд выявлены свойства, приобретаемые минералами и минеральными ассоциациями в результате предшествующих технологических циклов действующего производства; установлены закономерности селективного разделения технологических минеральных комплексов, сформированных в результате предшествующего технологического процесса. Предложены приемы, обеспечивающие повышение эффективности процесса разделения. Разработана технология флотационного разделения тонкоизмельченных магнетит-пирротиновых минеральных комплексов, основанная на восстановлении окисленной и блокированной в результате предшествующего магнитного обогащения поверхности пирротина и применения в реагентном режиме оксиэтилированных соединений; технология обеспечивает снижение содержания лимитируемой примеси серы в магнетитовом концентрате до 0,03-0,05%, что соответствует установленным требованиям. Обосновано, что качество форстеритового концентрата определяется фазовым составом исходного минерального комплекса; разработаны реагентные режимы флотации форстерита из апатит-карбонат-силикатных и форстерит-бадделеитовых комплексов, основанные на применении сочетания собирателей с различными функциональными группами и обеспечивающие получение концентратов, удовлетворяющих требованиям огнеупорной промышленности. Разработана технология комплексной переработки текущих хвостов обогащения вскрышных пород месторождения комплексных железных руд.

2. Теоретически обосновано и экспериментально доказано, что раздельная и различающаяся по времени ультразвуковая обработка материала разной крупности позволяет добиться селективного раскрытия сростков в каждой фракции без переизмельчения материала, а также повысить контрастность гранулометрического состава и сепарационных свойств разделяемых минералов. Обосновано, что ультразвуковое воздействие повышает контрастность распределения по крупности зерен кианита и кварца; снижение крупности питания кианитовой флотации в результате ультразвукового воздействия обеспечивает повышение флотируемости кианита за счет увеличения абсолютного количества активных центров адсорбции при уменьшении крупности. Разработаны технологические схемы обогащения тонковкрапленных ильменит-магнетитовых и серпентиновых руд, основанная на классификации измельченного материала по крупности, раздельной и различающейся по продолжительности ультразвуковой обработке песковой и шламовой фракций в цикле магнитной сепарации с получением кондиционных по качеству концентратов.

3. Теоретически обоснована взаимосвязь особенностей структуры, химического состава и флотационных свойств разновидностей апатита. Показана принципиальная возможность попутного извлечения апатита из апатитоносных карбонатитов Тикшеозерского массива и обоснована целесообразность его использования в качестве фосфорсодержащего компонента шихты для производства плавленых фосфорно-магниевых удобрений. Выполнено обоснование сырьевой базы и предложены потенциальные источники магнийсодержащего компонента шихты для производства плавленых фосфорно-магниевых удобрений.

Разработана технология производства плавленых фосфорно-магниевых удобрений на основе минерального сырья Карелии. Разработаны составы минеральных смесей и технологические режимы производства плавленых фосфорно-магниевых удобрений на основе различных сырьевых источников. В укрупненных условиях получены ПФМУ с содержанием 19% P_2O_5 и 15-17% MgO при общей сумме питательных компонентов P_2O_5 + MgO + K_2O = 36,0-38,0%, что соответствует техническим условиям. В результате агрономических испытаний обоснована эффективность действия ПФМУ в качестве сложного удобрения на основных сельскохозяйственных культурах, а также при выращивании сеянцев хвойных пород в лесопитомниках.

ОБОСНОВАНИЕ УСЛОВИЙ И ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ, НЕОБХОДИМЫХ ДЛЯ ЭФФЕКТИВНОЙ СЕПАРАЦИИ МЕЛКОГО КЛАССА КРУПНОСТИ (–25+15 ММ) УРАНОВЫХ РУД РАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

А.Ю. Каркешкина, А.В. Курков, И.Г. Балакина, Г.Н. Коновалов

Открытое акционерное общество «Ведущий научно – исследовательский институт химической технологии» (ОАО «ВНИИХТ»), Россия, г. Москва, e-mail: anna_vniiht@mail.ru

При обогащении урановых руд сепарации подвергаются только классы крупности от 25 до 200 мм, выход которых составляет 50–60% от добытой руды. Вовлечение в процесс радиометрического обогащения мелкого класса крупности –25+15(10) мм (выход составляет 10–14%) позволит в зависимости от технологических свойств руды увеличить количество отвальных хвостов с соответствующей экономией энергетических и материальных затрат.

Снижение границы сортируемых классов до +15 мм при сепарации радиометрическим методом сдерживалось по причине недостаточной чувствительности радиометрической аппаратуры для класса –25+15 мм. Развитие автоматических методов сепарации, новейшие достижения в области разработки электронной аппаратуры и компьютерной техники позволяют в современных условиях создать высокоэффективный и производительный сепаратор для мелкого класса урановых руд.

Для обоснования условий и параметров процесса эффективного обогащения мелкого класса урановых руд радиометрическим методом необходимо, прежде всего, решение вопросов повышения чувствительности регистрации радиоактивных излучений и снижения уровня фона.

Основными направлениями исследований при решении этих задач является:

- определение и обоснование типа блоков детектирования в узлах измерения;
- оценка необходимости использования «эстафетного» принципа для повышения чувствительности узла измерения сепаратора на стадии выделения хвостов;
- разработка способов снижения уровня регистрируемого фонового излучения;
- изучение зависимости технологических показателей от условий и параметров сепарации.

В докладе представлены способы повышения чувствительности регистрации радиоактивных излучений и снижения уровня фона. На основе моделирования процесса разделения руд изучены зависимости технологических показателей от условий и параметров сепарации.

С целью определения и обоснования типа и количества блоков детектирования (БД) в узле измерения сепаратора, необходимых для сепарации класса крупности –25+15(10) мм, были изучены характеристики и параметры блоков детектирования с различными размерами кристаллов NaI(Tl). Показано, что из исследованных БД с размером кристаллов NaI(Tl) 63х63, 40х40 и 30х30 мм наиболее предпочтительными являются БД с кристаллами NaI(Tl) 63х63 мм.

С целью снижения уровня регистрации фона в 2–2,5 раза разработан способ регистрации радиоактивных излучений, основанный на счете числа γ – квантов, как общепринято, а на счете

временных интервалов между γ – квантами.

Для определения возможных технологических показателей обогащения мелкого класса урановых руд различной степени обогатимости в зависимости от условий и параметров сепарации использовалась методика моделирования процесса разделения руд.

При моделировании процесса сепарации с помощью математического пакета MathCad 13 произведен расчет технологических показателей в зависимости от:

- количества последовательно расположенных блоков детектирования в узле измерения на стадии выделения хвостов – от одного до десяти,
- применения способа дискриминации временных интервалов для снижения уровня регистрируемого фона.

В результате установлена необходимость применения способа дискриминации временных интервалов для уменьшения БД в узле измерения до трех – четырех штук и повышения выхода хвостов на 3–7% от класса (при том же содержании в них урана) за счет снижения вдвое уровня фона.

Всесторонние исследования по обоснованию условий и параметров процесса обогащения мелкого класса урановых руд радиометрическим методом показали, что для эффективной сепарации руд различной степени обогатимости необходимо, прежде всего, следующее:

- создание сепаратора на базе измерительных узлов «эстафетного» принципа с использованием трех – четырех блоков детектирования на стадии выделения хвостов со сцинтилляционными кристаллами NaI(Tl) размером 63х63 мм;
- применение устройства дискриминации временных интервалов, позволяющего в 2 – 2,5 раза снизить уровень регистрируемого фона.

Реализация разработанных условий позволит вовлечь в сепарацию мелкий класс урановых руд и увеличить количество отвальных хвостов на 8–10% от исходной руды.

НАНОСТРУКТУРИРОВАНИЕ ШУНГИТОВЫХ ПОРОД

В.В. Ковалевский

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

Шунгитовые породы - углеродсодержащие породы Карелии (Россия) с прогнозными ресурсами около 25×10^{10} тонн, являющиесяся природными композиционными материалами, ссодержащие шунгит – углеродистое вещество и минеральные компоненты с составом от кремнистого, алюмосиликатного и карбонатного до смешанного [1].

Шунгит является специфичной формой углерода, представляющей собой неграфитируемый фуллереноподобный углерод, отличающийся от графитового на уровне надмолекулярной, атомной и зонной (электронной) структуры. Главным надмолекулярным признаком шунгита является способность формировать сферические структуры – полые глобулы, на атомном уровне – наличие помимо только гексагональных колец, свойственных графиту, также пентагональных и гептагональных, характерных для фуллереноподобных структур. На уровне зонной структуры – уменьшение по отношению к графиту энергий коллективных возбуждений валентных (внешних) и остовных (внутренних) π- и σ- электронов, что также присуще и фуллеренам. При этом шунгит некоторых месторождений имеет диамагнитные свойства, характерные для фуллеренов [2].

Структура шунгитовых пород также своеобразна. Она подобна структуре стеклокристаллических материалов – высокодисперсные кристаллы распределены в некристаллической матрице. В шунгитовых породах роль некристаллической матрицы выполняет

шунгит, в котором минеральные компоненты присутствуют в виде микрокристаллов, размерами в среднем около 1 мкм, нанокристаллов (до 10 и менее нм), а также, слоев и кластеров, интеркалирующих углерод.

Специфическая структура шунгита и шунгитовой породы определяют их свойства. Наличие шунгитовой матрицы сообщает породам высокую электропроводность. Шунгитовый углерод обладает высокой реакционной способностью в окислительно-восстановительных реакциях. В целом, уникальное сочетание физико-химических свойств шунгитовых пород определяет перспективы их практического использования в металлургии в качестве кокса, в химии – как катализатора, при очистке воды – как эффективного сорбента, а также как активного наполнителя композиционных материалов [3].

Для ряда направлений практического использования шунгитовых пород все более актуальным становится их разделение и обогащение на микро- и нано-размерные компоненты, что позволяет активировать шунгитовый углерод, раскрыть его новые возможности, и, в целом, расширить области использования шунгитовых пород в наукоемких технологиях, в том числе, нанотехнологиях. Все известные способы измельчения и обогащения, опробованные на шунгитовых породах, можно условно разделить на две большие группы: с приложением активных воздействий (дробление, механоактивация, диспергация, ряд физико-химических процессов, и пр.) и с приложением пассивных воздействий (изменение внешних условий: температуры, давления).

Механическое измельчение шунгитовых пород позволяет получить широкий спектр распределения частиц по размерам и форме в зависимости от способа диспергирования и структуры породы [3]. Более того, при сверхтонком измельчении происходит некоторое обогащение порошков углеродом, хотя мелкодисперсное распределение минеральных компонент и не позволяет сделать этот процесс достаточно эффективным. Также на основе чередования термической, автоклавной и химической обработок возможно получение высокоуглеродистых концентратов из шунгитовых пород, которые могут найти применение в композиционных материалах, лаках, мастиках, в адсорбционной технике и пр. [3]. Следует отметить, что в ходе таких обработок показано, что отдельные образцы полностью сохраняют свою форму как при выгорании углерода в ходе термического воздействия, так и при удалении минеральных компонент в процессе автоклавирования и химических обработок, т.е. промышленно значимая шунгитовая порода (III разновидности, C ~ 30%) является, по-сути, сложным композитом с взаимопроникающими углеродной и минеральной матрицами. Именно поэтому для обогащения шунгитовых пород требуется такая чрезвычайно сложная и затратная технология.

В качестве пассивного способа измельчения шунгитовой породы можно отметить спонтанное разделение на микрофрагменты шунгита Шуньги при температуре ~ 400°C. Данное свойство выявлено только для одного типа шунгита и связано с его микроструктурой, а именно, с закрытым характером пор и наличием значимого количества адсорбированной воды.

Кристаллогенезис шунгита и шунгитовых пород при более высоких температурах представляет особый интерес, так как позволяет, с одной стороны, выявить некоторые фундаментальные аспекты многокомпонентного углерод-минерального структурообразования, а с другой – наметить пути более рационального использования углеродсодержащего сырья, в частности, получения на их основе принципиально новых материалов. Заметное изменение структуры шунгита начинается при 1500ºC и имеет прогрессивных характер по мере увеличения температуры. Преобразование углерода заключается в слиянии глобул, которое вызывает объединение наноразмерных пор и графеновых слоев с образованием полых наночастиц увеличенного размера, подобных технологически синтезированным гиперфуллереновым структурам. Повышение температуры до 2700ºC и более не приводит к графитации шунгита, что свидетельствует о его принадлежности к "жестким" или неграфитируемым природным углеродам.

Мелкодисперсный характер распределения и большая площадь контакта углеродной и минеральных компонент определяет возможность их взаимного кристаллогенезиса, в том числе,

образования при повышенных температурах карбидов и силицидов. Различие шунгитовых пород по типу породообразующих минералов и микроэлементному составу может вызывать синтез различных по морфологии и структурному состоянию автоморфоз. В частности, могут быть получены карбиды кремния, имеющие микрокристаллическое строение и хорошо выраженную огранку. Однако, наиболее интересными и многообещающими в технологическом аспекте являются микро- и нановолокнистые карбиды кремния. В шунгитовых породах с одинаковыми породообразующими минералами, но различным микроэлементным составом возможен синтез моно- или поликристаллических, а также аморфных нановолокнистых карбидов кремния, имеющих различную морфоструктуру, длину и диаметр. Многообразие автоморфоз карбида кремния свидетельствует о различных механизмах их роста, которые могут определяться изменением кинетических процессов кристаллогенезиса под влиянием микропримесей.

Именно на этой основе в последние годы был разработан способ наноструктурирования отдельных типов шунгитовых пород, позволяющий получать на их основе наноразмерные полые частицы углерода и нановолокнистые карбиды кремния. К сожалению, вследствие сложности протекающих преобразований, полная картина наноструктурирования пока не выявлена и не установлены его критерии по типам используемых пород и условиям обработки, а только определены некоторые сопутствующие процессы.

В частности, одним из основных проявлений наноструктурирования является процесс зарождения и роста нановолокнистых карбидов кремния на границах раздела мелкодисперсных силикатов и углерода во всем объеме макро- и микрочастиц шунгитовой породы. Данные процессы, исходя из температуры обработки, осуществляются путем твердофазных реакций, хотя и не являются вполне понятными. При этом растущие наноразмерные волокна SiC, обладающие чрезвычайно высокими прочностными характеристиками (предел прочности > 15000 MPa, модуль упругости > 500000 MPa), разрывают монолит частиц шунгитовой породы на отдельные наноразмерные компоненты. Одновременно происходит слияние полых углеродных глобул в более крупные полые частицы и их обособление. Несмотря на кажущуюся простоту механизма слияния полых глобул подобного объединению пузырьков в пенистых средах, пока нет однозначной интерпретации обособления полых углеродных наночастиц. Весьма интересными являются и процессы взаимодействия на границе углерод – сульфидные минералы, размеры которых в шунгитовых породах достигают десятков микрон. На электронномикроскопических снимках хорошо наблюдается наноструктурирование кристаллов пирита путем отделения с его поверхности наноразмерных частиц карбидов железа, окруженных углеродной оболочкой. По-видимому, в данном случае реализуются механизмы растворения углерода в граничных областях минералов, обособления этих областей и образования наноразмерных частиц, по ранее описанному процессу [4]. Таким образом, в некоторых шунгитовых породах при повышенной температуре наблюдаются процессы наноструктурирования, т.е. самопроизвольного распада на наноразмерные составляющие без активных механических воздействий. При этом наноструктурирование обусловлено и сопровождается образованием новых компонент – нановолокнистых карбидов кремния, наноразмерных полых углеродных частиц и волокон (гиперфуллереновых структур), а также наночастиц карбидов металлов, инкапсулированных в углеродные оболочки. В целом, как смесь получаемых материалов, так и отдельные компоненты могут найти свое применение в качестве модификаторов и наполнителей новых поколений композиционных материалов, в частности алюмоматричных [5].

Работа выполнена при частичной поддержке гранта РФФИ 11-08-00258 а

Список использованных источников

1. Шунгиты Карелии и пути их комплексного использования // Под ред. Соколова В.А., Калинина Ю.К. Петрозаводск, Карелия. 1975. 240 с.

2. Ковалевский В.В. Шунгит или высший антраксолит? // Записки РМО. 2009. № 5. С. 97-105.
3. Шунгиты – новое углеродистое сырье // Под ред. Соколова В.А., Калинина Ю.К., Дюккиева Е.Ф. Петрозаводск. 1984. 182с.
4. Kovalevski V.V., Safronov A.N. Pyrolysis of hollow carbons on melted catalyst // Carbon. 1998. V. 36. № 7–8. P. 963–968.
5. Калашников И.Е., Ковалевский В.В., Чернышова Т.А., Болотова Л.К. Алюмоматричные композиционные материалы с наполнителями из шунгитовых пород // Металлы. 2010. № 6. С. 85-95.

ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ ПЛАТИНЫ ИЗ ЭФЕЛЬНЫХ ОТВАЛОВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПЛАТИНОИДОВ «КОНДЁР»

С.А. Корчевенков, Т.Н. Александрова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: stepan_korcheven@mail.ru

Техногенные образования формируются и характеризуются в зависимости от способа переработки исходных песков, для техногенных образований месторождения «Кондёр» характерно присутствие 5 типов техногенных отвалов: галечные отвалы, эфельные отвалы шлюзов глубокого и мелкого наполнения, хвосты отсадочных машин, хвосты концентрационных столов, хвосты шлихообогатительных фабрик. Промышленный интерес представляют эфельные отвалы, накопленные за 28 лет отработки месторождения [В.А. Макаров. Геолого-технологические основы ревизии техногенного минерального сырья на золото].

Материал эфельных отвалов представляет собой песчано-галечный материал, основная масса которого представлена галей разной крупности – около 50% от общей массы песков. Песчаная часть эфельных отвалов – класс -2мм представляет собой продуктивную её часть. Извлечение платины из продуктивного класса эфельных отвалов производилось путём получения первичного гравиоконцентрата на винтовом сепараторе и дальнейшей глубокой доводке гравиоконцентрата комбинированными методами. После обработки 10 проб эфельных отвалов общей массой около 8 т получены значения содержания платины в 1 м^3 (таблица 1).

Таблица 1. Содержание платины в пробах эфельных отвалов

№ пробы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Содержание, г/м^3	0,156	0,193	0,166	0,132	0,16	0,386	0,705	0,612	0,033	0,865

Таким образом, установлено, что по массовой доле платины в пробах, эфельные отвалы могут быть потенциальным источником для извлечения платины из отвалов основной технологии переработки песков месторождения «Кондёр».

Минералогические особенности ценных минералов изучались на 2 пробах, отобранных в процессе переработки эфельных отвалов: проба №1 массой 893 г отобрана от первичного гравиоконцентрата (концентрата винтового сепаратора), проба №2 массой 1050 г отобрана от хвостов концентрационного стола.

Минералогический анализ выполнен оптическим (микроскоп Stemi 2000C) и электронно-микроскопическим методами с энергодисперсионным рентгеноспектральным микроанализом (микроскоп EVO 40HV фирмы Карл Цейсс, Германия, спектрометр INCA Energy 350 фирмы Оксфорд, Великобритания) на материале 206,14 г (проба №1) и 150 г (проба №2) классифицированном путем гравитационно-магнитного фракционирования каждого класса крупности.

На концентрационном столе СКО - 0,5 получены гравиоконцентраты раздельно по классам крупности для материала проб №1 и №2. Минералогическим анализом в головке стола пробы №1 (класс -0,1+0, вес 1 г) выявлено 6 знаков золота и 5 знаков платины. В головке стола пробы №2 (класс -2+1,вес 2 г) найдено зерно золота размером 2,2х1,2 мм, а так же сросток оливина+магнетита+хромита+платины размером 1х1,5 мм, из которого извлечено зерно платины неправильной формы размером 1,5х0,6 мм. Платина при разрушении сростка имела темно-серый до черного цвет и высокую магнитность. После 12 часов протравливания соляной кислотой, она утратила магнитность, цвет изменился на оловянно-серый и серебристо белый (железо с поверхности ушло в раствор).

Платина, выявленная в головке концентрата стола (-0,1+0) пробы №1, слабо окатанная в виде уплощенно-комковатых зерен с мелкобугристой поверхностью. Размеры зерен 0,05-1 мм, цвет оловянно-серый, магнитность слабая. Общий вес платины из продуктов обогащения – 0,0043 г. Золото образует лепешковидные округлые чешуйки и пластинки желтого цвета с налетом окиси железа, алюминия на поверхности, что делает его блеск тусклым. Поверхность ямчатая, края пластинок заметно зазубренные. Магнетит, титаномагнетит – преобладают зерна размером 0,1-0,3 мм, октаэдрической иногда сферовидной формы. Крупные зерна (1-2 мм) бесформенные, нередко со сглаженными ребрами, иногда пластинчатые, черные с тусклым матовым блеском. Поверхность часто с грубыми трещинами, выполненными гидроокисью железа. Обладают сильной магнитной восприимчивостью и наблюдаются в магнитной фракции.

Платина и золото, выявленные в пробах №1 и №2, были подвергнуты электронно-микроскопическому анализу с целью изучения их элементного состава. Некоторые рудо- и породообразующие минералы исследованы на наличие в них включений благородных металлов.

Характерный знак платины извлечен из сростка оливина, хромита, магнетита и платины. Имеет сложную неправильную форму, представляет собой сросток из пластин иногда изогнутых и изометричных зерен. Эта «конструкция» выполняла интерстиции между рудообразующими минералами в хромит- и магнетитсодержащем дуните (рисунок 1 спектры 1-5). Элементный состав спектров 1-5 сведен в таблицу 2.

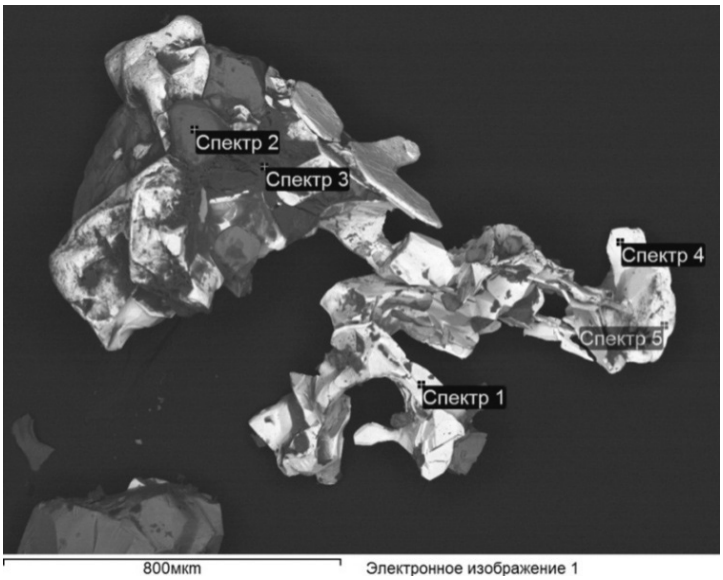


Рисунок 1. Сросток платиноидов и породообразующих минералов

Исходя из данных таблицы 1, проанализированный сросток включает платину (основная масса), хромит, оливин (спектр 2, 3), а так же иридий, осмий и иттрий (спектр 4, 5) - металлический сплав, зонально обтекающий зерно платины.

Таблица 2. Элементный состав платиноидов и рудообразующих минералов

Элементы	Спектры (весовые%)					Примечания
	1	2	3	4	5	
C	10,52	7,61	-	17,7	16,21	Матрица
O	3,15	42,52	62,46	3,13	18,95	
Mg	-	4,97	2,12	-	-	
Al	-	2,67	3,91	0,59	1,29	
Si	-	-	23,55	-	1,67	
Ti	-	0,32	-	-	-	
Cl	1,49	-	4,83	-	-	Привнесен при обработке HCl
K	-	-	1,67	-	-	
Cr	-	26,35	-	-	-	
Fe	7,52	15,18	0,79	-	-	
Zn	-	-	0,67	-	-	
Y	-	-	-	29,44	37,5	
Os	-	-	-	39,64	24,38	
Ir	-	-	-	9,5	-	
Pt	77,32	-	-	-	-	
Итого,%	100	100	100	100	100	

В платине аллювиального происхождения в качестве элементов-примесей присутствуют железо и медь. С целью выявления включений благородных металлов на электронном микроскопе проанализировано несколько кристаллов рудо- и породообразующих минералов. При этом платины и золота в их составе не установлено.

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

О ДОСТОВЕРНОСТИ МОДЕЛИРОВАНИЯ НА ПРЕССЕ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ В ВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКЕ ВЫСОКОГО ДАВЛЕНИЯ

Г.Д. Краснов, В.В. Чихладзе

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Мосва, e-mail: hely28@mail.ru

Технология селективной дезинтеграции минеральных комплексов требует разрушения полиминеральных соединений по межфазным границам, причем нагрузки должны соответствовать прочности дефектных зон межфазных границ. Такие условия возникают в слое материала при его разрушении методом объемного сжатия, который реализуется в валковых дробилках высокого давления (ВДВД, или роллер-прессах), все более широко распространяющихся в промышленном производстве.

Аналогичные дроблению в ВДВД условия создаются при сжатии материала под прессом в замкнутом объеме. Моделирование процесса межзернового разрушения в роллер-прессе путем объемного сжатия под прессом применяют в последнее время некоторые исследователи [1-3], в основном, для анализа затрат энергии на дезинтеграцию. Вместе с тем в опубликованной

литературе недостаточно раскрыто влияние применения роллер-пресса на изменение физических и технологических свойств минеральных материалов, не установлена адекватность моделирования роллер-технологии. Эти факторы было бы целесообразно подтвердить экспериментально.

Сущность данной работы - в сравнении результатов дробления одних и тех же материалов на прессовой испытательной машине и в роллер-прессе с помощью критерия *G*, предложенного для объективной оценки селективности процесса разрушения [4-6]. Параллельно с дроблением в лабораторном роллер-прессе LABWAL 250x100 фирмы Krupp Polysius исходный материал разрушался путем объемного сжатия на универсальном гидравлическом прессе SATEK 300DX фирмы INSTRON. Режим работы пресса устанавливался эмпирически таким образом, чтобы динамика дробления и гранулометрический состав продуктов были близки при использовании обоих способов.

В процессе работы использованы:

- фрактографический и минералого-петрографический анализ строения полиминеральных агрегатов и их структурной нарушенности;
- методы анализа гранулометрического и вещественного состава продуктов дробления, включая ситовой, оптический, рентгенофазовый, термический и электронную микроскопию.

Для испытаний были взяты две пробы: золото-медно-молибденовая руда месторождения Нурказган (участок «Северный») и медно-порфировая руда месторождения Кальмакыр. По гранулометрическому составу пробы двух месторождений различаются незначительно. Проба Кальмакырской руды содержит несколько меньше мелких частиц, однако крупных заметно больше за счет класса +5 мм. Содержание в ней железа и цинка заметно ниже, чем в руде Нурказгана.

На рисунках 1, 2 представлен гранулометрический состав исходных и дробленых в ВДВД и на гидравлическом прессе рудных проб. Данные показывают, что для обоих типов руд характерны весьма близкие результаты измельчения. Наиболее важным представляется установление факта практической идентичности гранулометрического состава продуктов обработки в ВДВД и под прессом.

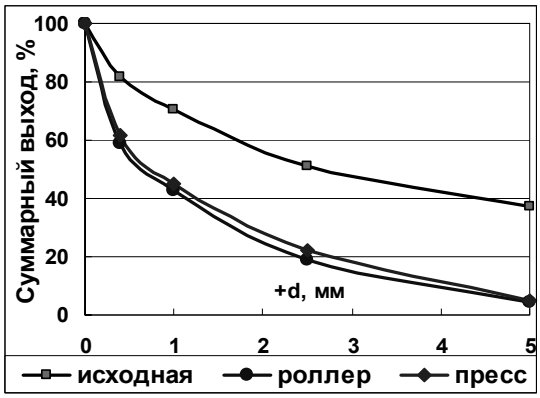


Рисунок 1. Гранулометрия продуктов дробления. Нурказган

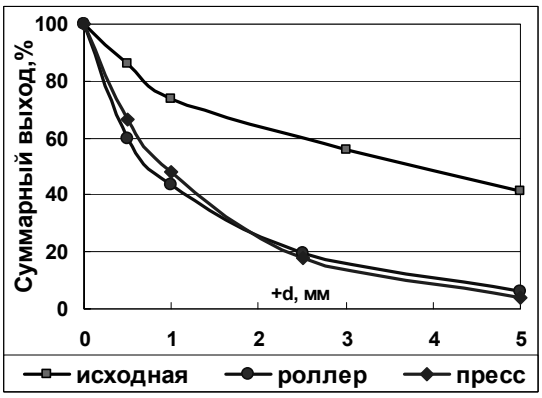


Рисунок 2. Гранулометрия продуктов дробления. Кальмакыр

Изучение распределения металлов по классам крупности обеих проб показало, что, независимо от типа аппарата, в пробе руды Нурказгана содержание железа в классах остается почти одинаковым, а содержание цинка растет в мелких классах. В пробе Кальмакыра наблюдается некоторое повышение содержания железа, и в обеих пробах заметно повышение содержания меди в мелких классах.

Однако данные по содержанию металлов и извлечению по классам крупности не могут характеризовать избирательность дробления ввиду зависимости от выхода классов. Количественная оценка селективности дезинтеграции по критерию *G*, представленная на рисунках 3 и 4, позволяет сравнить селективность дробления рудных материалов Кальмакыра и Нурказгана в ВДВД и на гидравлическом прессе.

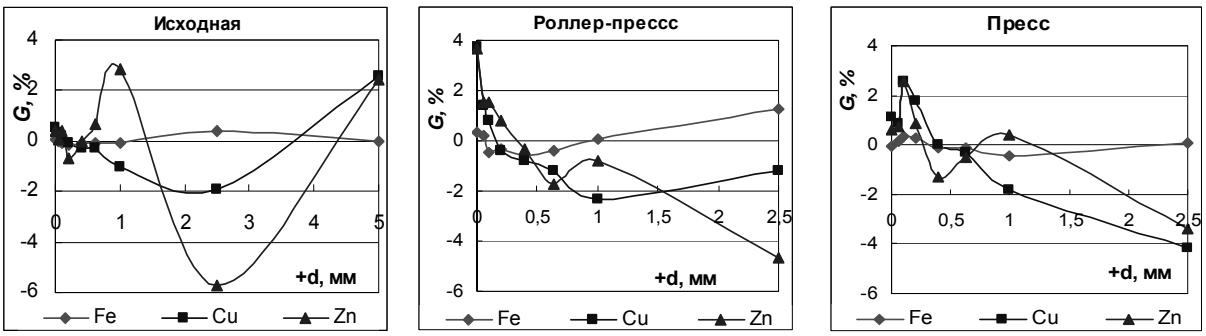


Рисунок 3. Селективность дробления пробы руды Нурказгана

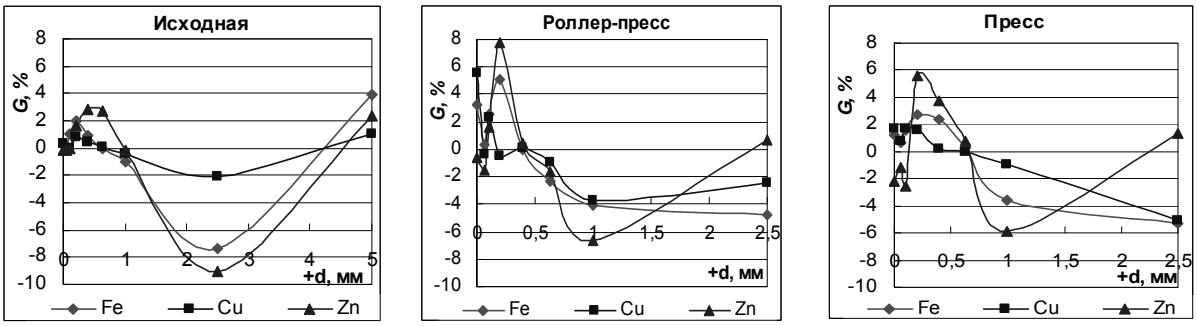


Рисунок 4. Селективность дробления пробы руды Кальмакыра

Приведенные иллюстрации наглядно демонстрируют большое сходство процессов, происходящих в разных аппаратах, действие которых основано на эффекте объемного сжатия рудного материала. Для обоих способов разрушения характерен переход Cu в мелкие классы, а также наблюдается близкая закономерность распределения Zn по классам.

По совокупности всех сведений по сравнению результатов параллельного дробления рудных материалов в валковой дробилке высокого давления и на прессовой машине можно заключить, что получены достаточно близкие результаты по гранулометрическому составу, распределению металлов по классам крупности. Минералогическими исследованиями установлены одинаковая степень трещиноватости и близкое количество свободных зерен минералов. Это показывает, что процесс дробления в основной зоне между валками роллер-пресса может быть объективно смоделирован методом объемного сжатия в контролируемых лабораторных условиях с помощью прессовой машины.

Список использованных источников

1. Васьков Д.С., Федотов П.К.. Моделирование процесса межчастичного измельчения в поршневом прессе. «Современные проблемы обогащения и глубокой комплексной переработки минерального сырья» (Плаксинские чтения): Материалы международного совещания. Владивосток, 16-21 сентября 2008 г. – Владивосток: 2008, с. 80-83.
2. Мелкомасштабное испытание для определения индекса работы измельчения в валковых дробилках высокого давления. Dave Bulled, Khiratt Husain and Carlos Lozano. SGS-Mineral Services, CANADA.
3. Краснов Г.Д., Подгаецкий А.В., Чихладзе В.В.. Изменение свойств минеральных ассоциаций в условиях объемного сжатия. ГИАБ, 2008, №7, с. 381-390.
4. Краснов Г.Д., Чихладзе В.В.. Особенности разрушения минералов, измельченных различными методами. Материалы 2 Международного научно-практического семинара памяти В.А. Олевского «Проблемы дезинтеграции минерального и техногенного сырья в горной

промышленности и строительной индустрии», 4-8 декабря 2009, Ставрополь.
5. Краснов Г.Д., Чихладзе В.В., Шехирев Д.В. К оценке селективности разрушения руд. Обогащение руд, 2011, № 4, с. 3-7.
6. Краснов Г.Д., Ракаев А.И., Шехирев Д.В., Чихладзе В.В.. Кинетика и селективность измельчения медно-никелевой руды в барабанных мельницах. Цветные металлы, 2011, № 6, с. 11-15.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЙ ПРОГНОЗ ОБОГАТИМОСТИ ТИТАНО-ЦИРКОНИЕВЫХ РОССЫПНЫХ РУД И КАЧЕСТВА ПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ

Г.К. Кривоконева, Н.И. Чистякова

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

Прибрежно-морские россыпи являются основным промышленным типом титановых и циркониевых руд во всем мире. Главную товарную продукцию составляют ильменитовые, рутиловые, цирконовые, а также лейкоксеновые концентраты. В России актуальными объектами освоения являются древние погребенные прибрежно-морские Ti-Zr россыпи, приуроченные к Восточно-Европейской платформе и Западно-Сибирской плите.

Согласно имеющимся данным, практически все отечественные Ti-Zr россыпи представляют собою тонкозернистые пески, в которых рудные минералы (ильменит и продукты его лейкоксенизации, рутил, анатаз, циркон) сконцентрированы во фракции 0,25-0,04 мм, причем продуктивными являются преимущественно классы -0,1+0,04 мм и -0,74+0,02 мм. В ассоциации с рудными минералами повсеместно присутствуют кианит, силлиманит, ставролит, эпидот, турмалин, гранаты, нередко - хромшпинелиды, монацит, ксенотим, апатит, пирит, барит, сидерит, реже - титанит (сфен), титаномагнетит, магнетит, корунд, шпинель и др.

Выбор оптимальной технологической схемы обогащения зависит от минерального состава тяжелой фракции песка и природных особенностей минералов, определяющих их технологические свойства. Стандартная схема обогащения включает в себя 1) первичное гравитационное обогащение песков и отсев непродуктивных классов с получением чернового коллективного концентрата, 2) последующую доводку коллективного концентрата с разделением на товарные продукты методами электромагнитной сепарации и гравитационного обогащения немагнитной фракции.

В силу объективных причин получение надежной и полной информации о минеральном составе тяжелой фракции рудных песков (черных шлихов) и коллективных концентратов сопряжено с рядом трудностей. В сущности ни один из аналитических и минералогических методов не в состоянии дать исчерпывающей информации, и неизбежным является применение рационального комплекса методов. Как показали контрольные испытания, наименее эффективен оптико-минералогический анализ, так как оптическая диагностика минералов затруднена малым размером зерен минералов, их сильной окатанностью, наличием поверхностных пленок, затертостью поверхностей, а также недостаточной разрешающей способностью оптических микроскопов для визуализации и идентификации высокодисперсных продуктов лейкоксенизации ильменита. Предпочтительным является комплекс методов рентгенографического фазового анализа и микрозондового исследования.

Гипергенные изменения ильменита (лейкоксенизация) характерны для всех отечественных прибрежно-морских погребенных россыпей. Эти изменения происходят стадийно в последовательности: ильменит $Fe^{2+}TiO_3$ $\rightarrow$ псевдорутил $Fe^{3+}{}_2Ti_3O_9$ $\rightarrow$ «гидратированный» псевдорутил $Fe^{3+}Ti_3O_7(OH)$ $\rightarrow$ вторичные оксиды титана TiO_2 (рутил, анатаз, брукит). Все

вторичные минералы являются высокодисперсными и развиваются по ильмениту с образованием псевдоморфоз, которые большей частью представляют собой полиминеральные образования. Последовательность гипергенного преобразования ильменитовых зерен отчетливо наблюдается с помощью микрозонда (рисунок 1).

Качество руд и товарных ильменитовых концентратов зависит от степени изменения ильменита, так как замещающие ильменит вторичные продукты обогащены титаном и обеднены железом. Магнитные и электромагнитные свойства этих продуктов зависят от их фазового состава.

Согласно результатам локального рентгеноспектрального анализа (ЛРСА), реальный химический состав псевдорутила выражается формулой $Fe^{3+}_{2-x}Ti_3O_{9-2x}(OH)_x$, среднее содержание TiO_2 - 61±2,5%, Fe_2O_3 - 33-35% (в зависимости от содержания изоморфной примеси марганца). Минерал уверенно диагностируется и количественно определяется рентгенографическим способом [1]. Суммарное содержание ильменита и псевдорутила в пробе соответствует содержанию «ильменита», определенному оптико-минералогическим методом.

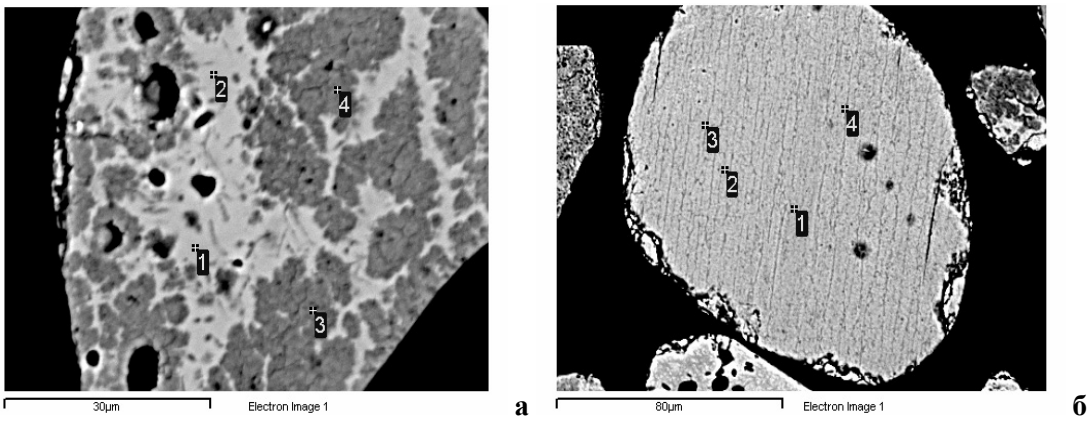


Рисунок 1. Псевдоморфозы псевдорутила по ильмениту: а – частичное замещение ильменита псевдорутилом, б – зерно, полностью замещенное псевдорутилом

В «гидратированном» псевдорутиле среднее содержание TiO_2 составляет 70±3%, Fe_2O_3 – 20%. Кроме того в нем присутствует примесь алюмо-силикатного материала (Al, Si, Ca в разной пропорции). Полные псевдоморфозы «гидратированного» псевдорутила по ильмениту соответствуют уже «лейкоксену» наряду с моно- и полиминеральными агрегатами высокодисперсных вторичных оксидов титана. Минерал ультравысокодисперсный. Его содержание в пробе определяется методом рентгенографического количественного фазового анализа (РКФА) по остаточному принципу (100% минус сумма всех прочих обнаруженных минералов). Контролем правильности рентгенографических данных служит сравнение рассчитанного по результатам РКФА содержания TiO_2 с данными химического анализа.

Примечательно, что из фосфат-титано-циркониевых руд Унечского месторождения (Брянская область) выделены фракции слабо измененного ильменита с 54% TiO_2, лейкоксенизированного ильменита с 66% TiO_2 и лейкоксена с 70% TiO_2 [2]. Ильменитовый концентрат, полученный из кеков азотнокислого выщелачивания руды, содержит 64% TiO_2.

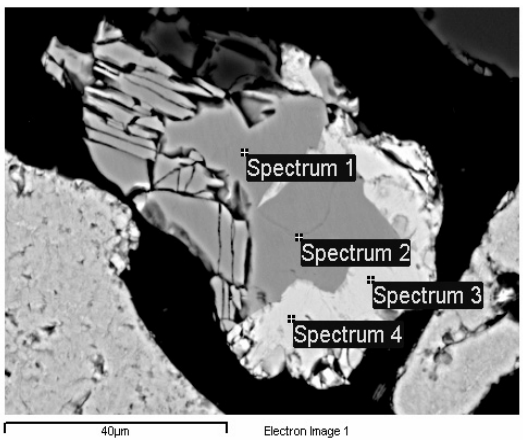
На основании комплекса данных РКФА и ЛРСА можно рассчитать максимально возможное содержание титана в потенциальном «ильменитовом» концентрате, а также выбрать наиболее эффективный режим электромагнитной сепарации для получения такого концентрата. Весьма целесообразным при этом является предварительное дробное магнитное фракционирование аналитической пробы и исследование фазового состава продуктов фракционирования методом РКФА.

В таблице приведены соответствующие данные РКФА для типичной пробы черного шлиха из Камбулатской титано-циркониевой россыпи (Ставропольский край). Из данных о содержании ильменита, псевдорутила и «гидратированного» псевдорутила следует, что при условии извлечения всех трех этих компонентов без захвата минеральных примесей можно получить «ильменитовый»

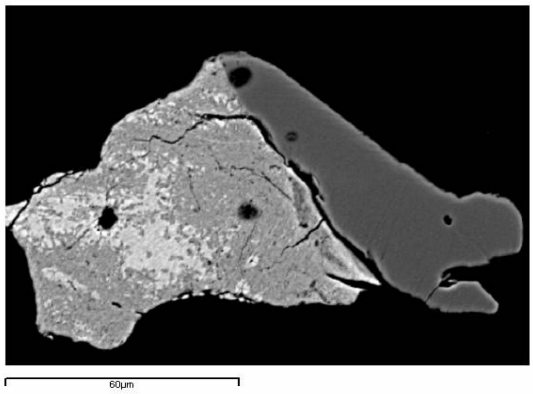
концентрат с содержанием TiO_2 62%, учитывая при этом выход в концентрат 1-2% рутила за счет сростков с ильменитом (рисунок 2).

Таблица. Результаты рентгенографического определения минерального состава продуктов магнитного фракционирования и валового состава пробы черного шлиха из титано-циркониевой Камбулатской россыпи

Минерал	Содержание во фракциях,%					Содержание в валовой пробе, %		Среднее содержание в черных шлихах по россыпи,%
	600 мТл	700 мТл	800 мТл	900 мТл	Немагнитная	Расчетное	Измеренное	
Ильменит	39	14	5	-	-	10	10	9
Псевдорутил	39	59	42	23	-	23	23	23
«Гипергенный» псевдорутил	15	-	29	36	-	11	7	8
Рутил	2	3	2,5	3,5	22	11	12	11
Анатаз	-	0,5	0,5	1	5	2,5	2,5	2
Хромшпинели	3	10	4,5	4,5	-	3	4	4,5
Циркон	-	-	-	-	43,5	19	18,5	14,5
Монацит	-	-	-	3,5	1	1	1	1
Кианит	-	-	-	-	12,5	5,5	6,5	9
Силлиманит	-	-	-	-	7	3	2	3
Ставролит	-	-	5,5	11	3	3,5	4	3,5
Эпидот	-	-	3	7	1	1,7	4,5	4
Турмалины	-	-	4	8	2	2,3	3	4
Альмандин	1,5	4	0,5	-	-	0,5	-	1,5
Спессартин	-	4,5	-	-	-	0,5	-	
Андрадит	3	2,5	0,5	-	1	-	-	
Кварц	0,5	2	1	2	3	2	2	2
Сумма	100	100	100	100	100	100	100	100
Выход фракции,%	19,6	13,5	9,1	14,5	43,3			



а



б

Рисунок 2. Сростки рутила с ильменитом (а) и псевдорутилизированным ильменитом (б)

Однако, мешающим фактором является присутствие в руде значительного количества хромшпинелей, которые, как известно, при электромагнитной сепарации выделяются совместно с «ильменитовыми» продуктами. Согласно результатам ЛРСА, химический состав присутствующих в руде хромшпинелей чрезвычайно разнообразен, что обусловливает попадание хромшпинелей практически во все магнитные и электромагнитные фракции и неизбежно

вызывает снижение содержания TiO_2 в «ильменитовом» концентрате до ~52% при содержании Cr_2O_3 ~8%. Именно такой «ильменитовый» концентрат и был получен по стандартной схеме обогащения руды. Очевидно, в этой ситуации следует предпочесть химико-металлургические методы передела руды.

Аналогично данные РКФА + ЛРСА позволяют прогнозировать качество рутилового и цирконового концентратов, выявляя: 1) неизвлекаемые из этих минералов изоморфные элементы-примеси и минеральные включения; 2) минералы-примеси, которые могут поступать в концентрат совместно с извлекаемым рудным минералом. Например, таким способом можно заранее оценить максимально возможное и реально достижимое содержание ZrO_2 и HfO_2 в цирконовом концентрате, а также оценить возможность, форму и количество поступления в цирконовый концентрат таких элементов-примесей, как P, Y, Ce, REE, U, Th.

Однако, рентгенографический метод оценки содержания циркона в рудах применим только для кристаллических разновидностей циркона и не пригоден для прямой оценки содержания метамиктных разновидностей, например, малакона, характерного для Ti-Zr россыпей Унеча-Крапивенской зоны [2]. В этом случае предпочтительной является оптико-минералогическая оценка содержания циркона в рудах и концентратах, хотя оптико-микроскопическими методами с трудом распознается постоянный спутник циркона в концентратах - монацит.

По данным ЛРСА в титано-циркониевых рудах Камбулатской россыпи доминирует циркон с содержанием 65,3% ZrO_2, 1,8% HfO_2 и следами урана и тория. При магнитном фракционировании циркон идет исключительно в немагнитную фракцию. Средняя концентрация этого минерала в шлихах 14,5%, в детально исследованном черном шлихе - 19%, при содержании монацита около 1%. Это означает, что из Ti-Zr песков Камбулатского участка возможно получение цирконового концентрата с содержанием ZrO_2 65%.

Таким образом, информация, получаемая с помощью комплекса минералогических методов, дает возможность прогнозировать возможность обогащения руды тем или иным способом, а также оценить потенциально возможное содержание полезного компонента и нежелательных примесей в товарных концентратах.

Список цитированных источников

1. Рентгенографический количественный фазовый анализ (РКФА) черных шлихов из рудных Ti-Zr песков (на примере Бешпагирского месторождения). Инструкция №54 НСОММИ.// М., ВИМС, 2005.
2. Непряхин А.Е., Журавлев Ю.П., Лужбина И.В. Технологические особенности оценки и освоения фосфат-титано-циркониевых руд Унеча-Крапивенской зоны.Программа и материалы совещания «Титано-циркониевые месторождения России и перспективы их освоения». М., ИГЕМ, 2006, 42-45.

КОЛЛОИДНО-ХИМИЧЕСКИЙ МЕХАНИЗМ ОБРАЗОВАНИЯ ЗОЛОТО-МАГНЕТИТОВЫХ КОМПОЗИТОВ И РОЛЬ НАНОРАЗМЕРНЫХ ЖЕЛЕЗООКСИДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ПРОЦЕССЕ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Е.Н. Лавриненко, И.И. Волобаев, И.В. Волобаев, З.Р. Ульберг

Институт биоколлоидной химии им. Ф.Д. Овчаренко НАН Украины, Украина, г. Киев, e-mail: alena-lavry@yandex.ru, volobayev@gmail.com

Длительная разработка и эксплуатация золоторудных месторождений привела к накапливанию значительных объемов отвальных пород, содержащих высокодисперсного золота, не

извлеченного в процессе переработки. Одновременно все большее промышленное значение приобретают месторождения труднообогатимого тонкодисперсного золота, доля которого в них колеблется от 40 до 94% [1]. Развитие современных методов обогащения руд, основанных на применении нанобиотехнологий, позволяет значительно повысить процент извлечения золота из бедных руд, отвалов и при переработки хвостов [2]. При разработке новейших методов обогащения важным аспектом решения проблемы являются исследования геохимических ассоциаций элементов, характерных для природных систем, например, железа и золота. Как показали многочисленные работы [3], приуроченность высокодисперсного золота к рудам, содержащим оксиды и оксигидроксиды железа различных кристаллографических модификаций, является типичной для большинства исследованных россыпных месторождений. В тоже время, коллоидно-химический механизм возникновения такой ассоциации до настоящего времени недостаточно обоснован. Понимание причин возникновения природных ассоциаций золота и магнетита позволит разработать более эффективные технологии переработки золотосодержащих руд и значительно повысить степень извлечения благородного металла в процессе обогащения.

Целью настоящей работы является изучение коллоидно-химического механизма образования природной ассоциации золота с магнетитом, а так же влияния добавки высокодисперсного магнетита на процесс обогащения золотосодержащих руд.

Коллоидно-химический механизм образования золото – магнетитовых композитов

Моделирование процесса восстановления золота в присутствии дисперсных железо-кислородных фаз проводилось в системе стального электрода, вращение которого обеспечивало попеременный контакт его поверхности с водной дисперсионной средой и кислородом воздуха. В основу процесса зарождения железо-кислородных фаз в такой системе положена электрохимическая реакция анодного растворения железной составляющей стали и деполяризации кислорода на ее катодных участках [4]. Исходными продуктами данной реакции являются катионы двухвалентного железа и гидроксил. Поступление в зону реакции кислорода приводит к частичному окислению Fe(II) и гидролизу растворенного железа с образованием гидратированных катионов Fe(II) и Fe(III), их аквагидроксокомплексов и/или гидроксидов. На границу раздела *поверхность стали – дисперсионная среда – воздух* из атмосферы поступает CO_2, который в водной среде находится преимущественно в виде ионов CO_3^{2-} или HCO_3^-. Взаимодействие перечисленных компонентов приводит к формированию на поверхности стали слоя Fe(II)-Fe(III) слоистых двойных гидроксидов – гидроксикарбонатного Green Rust $GR(CO_3^{2-})$ (рисунок 1а). В природных условиях структуры Green Rust разного анионного состава являются типичными дисперсными минералами окислительно-восстановительной зоны, подземных водных систем, почв, океанов [5]. Слоистые двойные гидроксиды железа легко трансформируются в фазы оксидов и оксигидроксидов железа, обладают высокой сорбционной и химической активностью по отношению к ряду соединений органической и неорганической природы [5]. Наличие в структуре Green Rust двухвалентного железа придает ему сильные восстановительные свойства, что проявляется, например, при его контакте с золотосодержащими растворами. Результатом такого взаимодействия является окисление катионов Fe(II) в структуре $GR(CO_3^{2-})$, приводящее к образованию оксидов или оксигидроксидов железа, и восстановление металлического золота в виде индивидуальной фазы [6] или оболочки из Au^0 на поверхности частиц магнетита (рисунок 1б) и маггемита [7]. В общем виде, данный процесс описывает реакция:

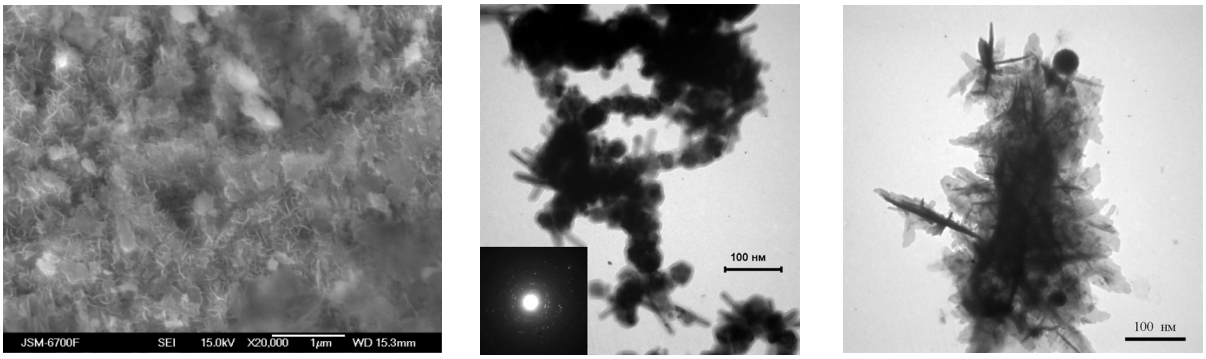
$$Fe^{II}_4Fe^{III}_2(OH)_{12}CO_3\cdot 3H_2O + Au^{3+} + 3e^- \rightarrow 2Fe^{II}Fe^{III}_2O_4 + Au^0 + H_2CO_3 + 7H_2O + 2H^+ \quad (1)$$

Вместе с тем, для природных систем в окислительных условиях более характерно образование наряду с фазой магнетита второй фазы – лепидокрокита (рисунок 1 в):

$$Fe^{II}_4Fe^{III}_2(OH)_{12}CO_3\cdot 3H_2O + 3OH^- + Au^{3+} + 3e^- \rightarrow Fe^{II}Fe^{III}_2O_4 + Au^0 + 3\square\text{-}Fe^{III}OOH + H_2CO_3 + 8H \quad (2)$$

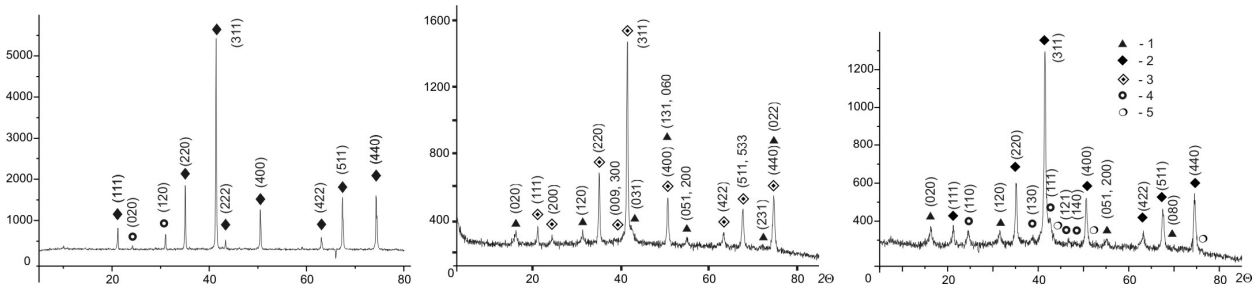
Особенностью данного механизма является одновременное образование фаз оксидов (оксигидроксидов) железа и металлического золота (рисунок 1б). Сорбционный механизм взаимодействия оксидов железа с ионами золота подразумевает последовательное образование фаз оксидов и/или оксигидроксидов железа и последующую адсорбцию на их поверхности аквакомплексов золота; зачастую он не сопровождается восстановлением Au(I) или Au(III) до Au^0 [8].

На рисунке 2 представлены рентгенограммы дисперсных (наноразмерных) фаз, образовавшихся на поверхности стали при ее контакте с водными растворами $HAuCl_4$ и кислородом воздуха.



а **б** **в**

Рисунок 1. Структуры, образующиеся при контакте поверхности стали с золотосодержащими растворами: а – гидроксисульфатный Green Rust (SEM), б – агрегаты магнетита, покрытые восстановленным золотом (TEM) [7], в – агрегаты лепидокрокита с частицами магнетита, покрытыми восстановленным золотом (TEM)



а **б** **в**

Рисунок 2. Рентгенограммы дисперсных фаз, образовавшихся на поверхности стали при ее контакте с золотосодержащими растворами: а – магнетит, б – маггемит, в – магнетит с золотом. Цифрами обозначены фазы: 1 – лепидокрокита, 2 – магнетита, 3 – маггемита, 4 – гетита, 5 – золота

Разработка биотехнологических приемов обогащения хвостов Мужиевской золото-извлекательной фабрики

В качестве объекта исследования были выбраны хвосты обогащения Мужиевской золото-извлекательной фабрики (МЗИФ), которых, за период эксплуатации месторождения, накопилось более 130 тыс. т. В процессе обогащения исходной руды хвостовая пульпа поступала в приемный зумпф из которого самотеком по трубопроводу подавалась сосредоточенным выпуском в хвостохранилище, где происходило разделение хвостов обогащения по крупности на зернистую (песковую) и шламовую части. Зернистая часть хвостов, а вместе с ней и крупное свободное золото, накапливались в зоне сброса. По мере удаления от точки сброса, содержание золота в хвостах уменьшалось. Для эксперимента из скважин (глубина 3 м) были отобраны 5 проб, общей массой 2 т, из которых готовились усредненные образцы, представляющие отдельные зоны хвостохранилища.

В таблице 1, на примере одной из зон (Д), приведен гранулометрический состав шламовой части хвостов обогащения и показано распределение свободного золота по классам крупности.

Таблица 1. Гранулометрический состав шламовой части хвостов обогащения и распределение свободного золота по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход,%	Массовая доля золота, г/т	Распределение золота,%
+ 0,02	2,4	2,25	3,62
- 0,02 + 0,01	2,68	5,32	9,57
- 0,01	94,92	1,36	86,81
Исходные шламы	100	1,49	100

В лабораторных условиях была отработана новая эффективная технология магнитнобиологического извлечения тонкодисперсного золота, суть которой состоит в использовании для процесса обогащения биогенного магнетита, полученного в клетках при введении солей железа в широком диапазоне исходных концентраций. Так, при введении в клетки <0,2% железа извлечение золота не превышает 5%. Увеличение исходного содержания железа до 0,2-0,5% приводит к росту процента извлечения золота, достигая в точке максимума (при 0,45%) более 25%. Дальнейшее увеличение содержания железа (до 0,75%) ведет к спаду извлечения золота до 13%.

Технологическое тестирование производилось на пробах отходов обогащения МЗИФ, содержащих частички золота микронных и субмикронных размеров. Принципиальная схема процесса включает в себя гравитационное, флотационное, биофлотационное и биомагнитное обогащение. Результаты технологического тестирования приведены в таблице 2.

Таблица 2. Результаты технологического тестирования хвостов обогащения, содержащих микронные и субмикронные частицы золота

Продукт	Извлечение золота,%	
	От операции	От исходного сырья
Гравитационный концентрат	55,3	55,3
Флотационный концентрат	41,2	73,7
Биофлотационный концентрат	20,9	79,2
Биомагнитный концентрат	26,0	84,6
Хвосты	-	15,4

Таким образом, проведенные в лабораторных условиях исследования показали одну из возможных причин возникновения природной ассоциации железооксидных минералов (магнетита) с золотом, вследствие окислительно-восстановительной реакции, проходящей между природными восстановителями – Fe(II)-Fe(III) слоистыми двойными гидроксидами (Green Rust) и ионизированным золотом. Создание искусственной ассоциации тонкодисперсного золота с наноразмерным магнетитом может быть эффективно использовано при разработке новейших методов магнитнобиологического извлечения тонкодисперсного золота, что и было показано на примере хвостов обогащения Мужиевской золото-извлекательной фабрики.

Список использованных источников

1. Кармазин В.В. Повышение извлечения мелкого и тонкого золота – основа развития золотодобычи в России в ближайшем будущем // Золотодобывающая промышленность. – 2009. – №6 (36). – 29-31.
2. Волобаев И.И., Марочко Л.Г., Ульберг З.Р. Высокоселективные биофлокулянты для извлечения ультрадисперстного золота // Коллоидный журнал – 2012 – Т. 74, №4 – С. 1-6.
3. Тимофеевский Д.А. О формационной классификации минеральных типов и золотоносных минеральных ассоциаций золоторудных месторождений // Труды ЦНИГРИ. М.: 1971. – Вып. 96. – С. 5-32.
4. Лавриненко О.М. Процеси утворення дисперсних фаз у системі гальваноконтактів залізо — вуглець (кокс) у водному середовищі. — Автореф. дис. ….к.х.н. — Киев. 2002. — 20 с.

5. Лавриненко Е.Н. Fe(II)-Fe(III)-слоевые двойные гидроксиды (Green Rust) Часть 2. Формирование в природных условиях, фазовые трансформации и взаимодействие с компонентами окружающей среды // Наноструктурное материаловедение – 2009. – № 4. – С. 16-53.
6. Reduction of Ag^{I}, Au^{III}, Cu^{II}, and Hg^{II} by FeII /FeIII hydroxysulfate green rust / Ed. J. O'Loughlin, Sh. D. Kelly, K. M. Kemner at al. // Chemosphere – 2003 – V. 53. – pp. 437–446.
7. Lavrynenko O.M. The mechanism of the formation of the ultra disperse iron oxide minerals on the steel surface in presence of Cu(II), Ag(I), Au(III), Pt (IV), Pd(II) // Nanostrukturnye Materialovedenie – 2010. – № 3. – С. 3-13.
8. Adsorption of Au(I, III) complexes on Fe, Mn oxides and humic acid / Yong Ran, Jiamo Fu, A.W. Rate, R.J. Gilkes // Chemical Geology – 2002. – 185. – P. 33– 49.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ МЕТОДОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ В ПРОЦЕССАХ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РЕДКОМЕТАЛЛЬНО-ТИТАНОВЫХ РОССЫПЕЙ

Е.Н. Левченко

Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов (ФГУП «ИМГРЭ») Россия, г. Москва, e-mail: levchenko@imgre.ru

Редкометалльно-титановые россыпи России, по сравнению с аналогичными зарубежными месторождениями, характеризуются более сложными горно-геологическими и гидрогеологическими условиями разработки, несколько худшими технологическими свойствами рудных песков (меньшими размерами рудных минералов, большей глинистостью) и, как следствие, низкой рентабельностью их освоения. Поэтому, при огромных выявленных ресурсах редкометалльно-титановых россыпей в России, эта сырьевая база никак не используется, а титановые минералы и циркон импортируются.

Совершенствование технологии и повышение комплексности использования руд – один из главных, если не единственный, способ повышения инвестиционной привлекательности российских россыпных месторождений.

В результате проведенных исследований разработаны научно-методические основы определения вещественного состава редкометалльно-титановых россыпей применительно к оценке технологических свойств и разработке рациональных схем их обогащения.

Методом научного анализа и обобщения нормативно-методических материалов и опыта технологического опробования при поисках и разведке месторождений был обоснован выбор рационального комплекса аналитических методов для получения полной и достоверной информации о химическом и минеральном разнообразии, структурных и морфологических вариациях изучаемых минералов, пород и продуктов переработки титан-циркониевых россыпей, основанный на сопоставительной оценке возможностей методов и установления связей: состав – структура - свойства.

Главные качественные характеристики рудных песков редкометалльно-титановых россыпей включают: содержание TiO_2 и минеральную форму диоксида, циркона, минералов-носителей элементов, ухудшающих качество песков (в первую очередь хрома и фосфора), физические свойства минералов, гранулярный состав песков, масса и состав глинистой фракции, содержащейся в них.

Был определен оптимальный комплекс, включающий в себя следующие виды исследований: гранулометрический и химический анализы, оптическая и электронная микроскопия, рентгенографический фазовый анализ (качественный и количественный), термический анализ (ДТА-ДТГ, ТГ-ДСК), дифференциальный термомагнитный метод (ДТМА), электронный парамагнитный анализ (ЭПР), низкотемпературный метод адсорбции азота.

Установлено, что рудные пески каждой россыпной провинции имеют специфические особенности, выраженные в отличии гранулярного состава исходных песков и рудных минералов, содержании глинистых компонентов, морфоструктурных характеристиках рудных минералов и степени их измененности, наличии полиминеральных агрегатов, и определяющие выбор технологических схем их переработки.

В пределах каждой провинции определены объекты-аналоги соответствующего ранга сходного геолого-промышленного типа, что позволяет проводить априорную количественную оценку прогнозных ресурсов новых месторождений и их технологических свойств [3].

Выявленные закономерности соотношения главных рудных – ильменит, рутил, циркон - и нерудных минералов, определяющие особенности их пространственного распределения, являющиеся основой минералого-технологического картирования редкометалльно-титановых месторождений [2].

Установлены закономерные связи между экспрессно определяемыми параметрами вещественного состава редкометалльно-титановых россыпей и извлечением рудных минералов в концентраты, что позволяет эффективно использовать химико-минералогические показатели для прогнозирования технологических свойств руды.

Полученные данные о составе и свойствах сопутствующих минералов в редкометалльно-титановых россыпях (золото, глауконит, фосфориты) позволили обосновать возможности получения попутной товарной продукции и принципиально новые области ее промышленного применения.

Применение приемов и методов технологической минералогии позволяет существенно повысить уровень технологической оценки потенциального рудного сырья на ранних стадиях геологического изучения недр практически без дополнительных материальных и трудовых затрат. Информация, полученная в процессе прогнозной технологической оценки, позволяет существенно сократить общий цикл геолого-минералогических, технологических и экологических исследований объектов минерального сырья. Прогноз технологических показателей обогащения уже на ранних стадиях изучения сырьевых объектов имеет большое значение для определения их промышленной значимости и принятия решения о целесообразности продолжения геологоразведочных работ.

Внедрение современных методов добычи песков и повышение эффективности технологических схем с использованием нового оборудования позволили повысить рентабельность переработки Лукояновского и Тарского месторождений.

Комплексный характер редкометалльно-титановых россыпей обусловливает специфику их изучения: проведение геолого-технологического картирования с выделением технологических сортов и типов песков по всему комплексу минералов, применение специальных методов оценки золотоносности, отбор и испытание крупнообъемных проб с наработкой опытных партий основных и попутных концентратов, их испытание у потребителя, согласование с ним объемов производства и цен на попутную продукцию, маркетинг всей номенклатуры возможной продукции.

При переработке редкометалльно-титановых россыпей, кроме основных рудных концентратов, можно получать в виде попутной продукции не только кварц-полевошпатовые пески, но и золотосодержащий продукт, глауконит, кианит, силлиманит, ставролит, эпидот, гранат.

Данные минералого-технологических исследований по определению морфологии золота в редкометалльно-титановых россыпях и возможности его попутного извлечения при переработке рудных песков показали, что: основной формой нахождения золота в исследуемом материале является самородная, а золото, в основном, находится в свободном состоянии, не образуя сростков с другими минералами; самородное золото характеризуется узким диапазоном крупности, что является благоприятной предпосылкой для его выделения; при переработке редкометалльно-титановых рудных песков возможно попутное выделение золотосодержащего продукта при извлечении золота около 85-87% [1]. Золото может внести существенный вклад в извлекаемую ценность сырья только при попутном его извлечении с основными рудными компонентами, т.е. совместно с выделением ильменита на одном обогатительном аппарате.

Изучение минерального состава и особенностей глауконита позволило определить оптимальные области его использования в качестве пигментов, сорбентов, и удобрений пролонгированного действия.

При максимальном использовании всего спектра рудной и нерудной составляющей, эффективность освоения титано-циркониевых россыпей повышается

Результаты работ, выполненных на Восточном участке месторождения Центральное использованы при подсчете и успешной защите запасов в ФГУ ГКЗ, разработке и обосновании комплексной технологической схемы переработки редкометалльно-титановых россыпей и выборе участка первоочередной отработки, что, в свою очередь, позволило повысить технико-экономические показатели освоения месторождения и перевести его из категории забалансовых в балансовые.

Комплексная переработка рудных песков редкометалльно-титановых месторождений, базирующаяся не только на получении концентратов основных полезных ископаемых и компонентов, но и попутных (включая вскрышные породы, ценные минералы руд, элементы-примеси рудных концентратов, отходы обогащения и передела), существенно повышает экономический потенциал разведанных запасов, способствует сокращению потерь при добыче, обогащении и переделе, создаёт благоприятные предпосылки для вовлечения в хозяйственный оборот месторождений, разработка которых только на основной компонент низко рентабельна или даже убыточна.

Список использованных источников

1. Левченко Е.Н., Григорьева А.В., Башлыкова Т.В., Амосов Р.А. Исследование золотоносности титан-циркониевых песков России и возможности его попутного извлечения при переработке**.** М.: ИМГРЭ. Сб. Прикладная геохимия. Вып. 7. кн. 1. Минералогия и геохимия. 2005. С. 101-116.
2. Патык-Кара Н.Г., Левченко Е.Н., Стехин А.И. и др. Минеральные ассоциации месторождения титано-циркониевых песков «Центральное»: 3-х-мерная модель изменчивости. //Геология рудных месторождений. 2008. т.50, №3. С. 246-270
3. Левченко Е.Н. Научно-методическое обоснование минералого-технологической оценки редкометалльно-титановых россыпей, Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора геолого-минералогических наук. - М.: ИМГРЭ. 2011, 46с.

НАНОГЕООБЪЕКТЫ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ

Т.З. Лыгина, Н.И. Наумкина

ФГУП «ЦНИИгеолнеруд», Россия, Республика Татарстан, г. Казань, e-mail: atsic@geolnerud.net

Вступление человечества в третье тысячелетие ознаменовало качественный прорыв в создании материалов с уникальными свойствами, что обусловлено развитием междисциплинарных направлений, в т.ч. технологической минералогии. Технологическая минералогия предусматривает использование широкого комплекса физико-химических методов исследований и технологических испытаний [3].

Для достижения поставленной задачи и корректной оценки качества аналитик-технолог должен выбрать оптимальный метод, а, скорее всего, несколько физико-химических методов для изучения минерального сырья [4, 5]. Лидирующую роль на современном этапе в этом занимает учет линейных размеров, как исходного сырья, так и готового продукта. Ибо переход от макро к микро и нано уровням сопровождается изменением физико-химических и, как следствие, технологических свойств объекта [6, 8]. Материалы с внешними размерными параметрами от 1 до 100 нм хотя бы в одном направлении получают приставку «нано» и среди геологических объектов также существуют подобные представители (таблица 1).

Следует отметить, что для природных материалов характерна фазовая и элементная неоднородность, наличие структурных и минеральных примесей, (например, отклонения от

идеальной кристаллохимической формулы сфена, слоистых и каркасных алюмосиликатов - глинистые минералы, цеолиты, структурная неоднородность гидроокислов железа или алюминия – гетит, гидрогетит, лепидокрокит, лимонит, бемит, псевдобемит, диаспор, гиббсит), рассеянная форма выделения и/или низкая концентрация в породе минералов, трудная обогатимость полезного компонента. И поэтому прообразом создаваемого человеком продукта зачастую служит природный аналог, ярким примером являются молекулярные сита на основе искусственных цеолитов, абразивы из синтетических алмазов, огнеупоры с высокой прочностью и устойчивостью к агрессивным средам на основе карбидов и нитридов кремния. Помимо идентификации фазовых компонентов, определения элементного состава и локализации вредных примесей, измерения дисперсности, важен контроль формы, количественная оценка степени упорядоченности нанообъектов [2].

Таблица 1. Наноразмерные представители геологических объектов

Нанообъект	Геологический представитель
Нанопорошки (свободнодисперсные)	Минералы осадочных горных пород (смектиты, слюды, вермикулит, каолинит и др.)
Нанопористые структуры	Цеолиты, диатомиты, шунгиты
Нанотрубки и нановолокна	Хризотил-асбест, галлуазит, волластонит, сепиолит, палыгорскит
Нанодисперсии (коллоиды), наноструктурированные поверхности и пленки	Натечные формы минеральных образований, налеты, сажистые или охристые массы (опал, гётит, лимонит, псиломелан и др.)
Наноматериалы (консолидированные)	Органобентониты, полимер-минеральные композиты

Проведение многоуровневых исследований, интеграция в единое информационное пространство, необходимость сопоставления результатов, полученных не только разными по своей сути методами, но и в нескольких лабораториях, повлекли за собой необходимость в унификации, стандартизации и метрологической обеспеченности [5, 7, 9]. Углубленные изучения нанообъектов позволили предложить подходы к классификации не только по степени пространственной структурной упорядоченности – упорядоченные, неупорядоченные и смешанные, но и организовать вертикальную иерархию от класса к разновидности [1, 10].

Закон философии – «переход количества в качество» – нашел свое подтверждение и для геологических объектов: свойства макрокристалла отличаются от его наноаналога. Уменьшение частиц до размеров молекул накладывает дополнительные ограничения и требования к выбору аналитических методов изучения их свойств. Следует учитывать достоинства и ограничения химического или физико-химического метода, связанные с его спецификой и физической основой. Актуальной задачей остается развитие понятийного и терминологического аппарата, разработка методических приемов, развитие математических инструментов с учетом размерности изучаемых объектов.

Список использованных источников

1. Балоян Б.М., Колмаков А.Г., Алымов М.И., Кротов А.М. Наноматериалы. Классификация, особенности свойств, применение и технологии получения. Учебное пособие. М. : 2007, - 125 с.
2. Герасименко Н.Н., Апрелов С.А. Фрактальные методы анализа упорядоченных наноструктур // Российские нанотехнологии, т.2, № 1-2, 2007. Стр.136-139. www.nanorf.ru
3. Изоитко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд. СПб., Наука, 1997. – 582 с.
4. Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Юсупов Т.С. Технологическая минералогия: новые подходы к методам переработки минерального сырья // Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения 2010): Материалы международного совещания. Казань, 13-18 сентября 2010 г. – Москва: 2010. Стр. 13-16. ISBN 5-85574-088-9.
5. Лыгина Т.Г., Наумкина Н.И., Ильичева О.М. Методология изучения природных наногеообъектов // Разведка и охрана недр, № 3, 2012. Стр.51-55.

6. Пул Ч.П. мл., Оуэнс Ф.Дж. Нанотехнологии. 5-е изд. испр., доп. Москва: Техносфера, 2010 г. 336 стр. ISBN 978-5-94836-239-7
7. Ожогина Е.Г., Якушина О.А., Мошкова М.В. Метрологическое обеспечение минералогических исследований полезных ископаемых: состояние и проблемы //Разведка и охрана недр, № 1, 2012. Стр. 49-53.
8. Суздалев И.П. Нанотехнология: физико-химия нанокластеров, наноструктур и наноматериалов. КомКнига, 2006. - 592 с.
9. Тодуа П.А. Метрология в нанотехнологии // Российские нанотехнологии, т.2, № 1-2, 2007. Стр.61-69.
10. Шумилова Т.Г. От атома к нано-, микро- и макрокристаллам // Вестник, сентябрь, 2010 г., № 9. Сыктывкар: ИГ Коми НЦ УрО РАН, 2010. стр.11-12.

ИСПЫТАНИЕ ДРОБИЛКИ КОМБИНИРОВАННОГО УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ ДКД-300 ПРИ ДРОБЛЕНИИ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД ТРУБКИ «ЗАРНИЦА»

А.И. Матвеев[1], Е.С. Львов[1], А.В. Прокопенко[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Севера Сибирского отделения РАН (ИГДС СО РАН), Росссия, г. Иркутск
[2] Иргиредмет, Россия, г. Иркутск

При разработке месторождений алмазов АК «АЛРОСА» в настоящее время повышается интерес к внедрению сухих методов обогащения.

Обычно при дроблении кимберлитовых руд применение ударных дробилок не рекомендуется в связи с природной хрупкостью алмазов. Вместе с тем, при определенных условиях, высокая эффективность по степени дробления и по раскрытию минеральных форм может являться основанием для их применения при дроблении кимберлитов. Данное преимущество ударных дробилок позволяет их использовать в схеме межстадиального дробления кимберлитовых руд, где требуется додрабливание и дораскрытие кристаллов алмазов в формирующихся циркулирующих технологических потоках. При дроблении данных материалов с учетом избирательности раскрытия алмазов из рудной массы на предварительной стадии дробления вероятность нахождения кристаллов алмаза на поверхности кусков существенно низка. В этом случае практически исключается механический контакт кристаллов с рабочими органами ударных дробилок, что является важным фактором кристаллосбережения.

В настоящее время при рудоподготовке кимберлитов широко применяется процесс самоизмельчения в мельницах. Это тоже разновидность ударных методов дробления. Причем для повышения эффективности процесса или вернее для обеспечения соответствующей энергии воздействия на разрушение кусков руды диаметр барабана мельницы самоизмельчения имеет существенно большие размеры (диаметр барабана ММС «Каскад» 7,2 м). Повреждаемость кристаллов алмазов в мельницах самоизмельчения остается высокой, однако она в целом удовлетворяет качеству извлекаемых алмазов. Возможно, в условиях самоизмельчения кусков друг с другом имеет место, амортизирующее и избирательное воздействие среды (материала руды) на сохранность кристаллов алмазов. Для сохранения максимальной сохранности кристаллов в процессах дробления немаловажным фактором является своевременный вывод раскрытых кристаллов из процесса для исключения нежелательных открытых ударных механических воздействий в зоне дробления.

В Удачнинском ГОКе при создании линии сухого обогащения кимберлитов в схеме межстадиального дробления изучены процессы дробления в ударных роторных дробилках, поставляемых разными зарубежными изготовителями, в частности исследована дробилка Nordberg NP-1007. Испытания данного типа дробилки выявили недостаток, выражающийся в значительном накоплении циркулирующей нагрузки в схемах рудоподготовки, что связано с недостаточной эффективности дробления за один цикл дробления.

Для существенного снижения циркулирующей нагрузки или достижения полноты дробления на стадии межциклового дробления предложена дробилка комбинированного ударного действия ДКД-300 разработанная в ИГДС СО РАН. В принцип ее работы заложен механизм интенсивного разрушения кусковых геоматериалов в режиме многократных динамических воздействий за счет контактов, как с рабочей поверхностью роторов, так и кусков друг с другом в режиме самоизмельчения.

Для проведения технологических испытаний дробилки ДКД-300 на 2-й очереди фабрики №12 Удачнинского ГОКа на отметках +27,40 м и +23,20 м монтировалась установка, которая включает в себя: бункер питания, вибрационный питатель, дробилку ДКД-300, емкость для дробленого продукта. Дробленый продукт из емкости выводится в действующую технологическую схему фабрики.

В качестве питания дробилки использовалась исходная руда трубки «Зарница» крупностью - 150 мм. В начале испытаний на пробе массой 1,3 т предварительно проведен эксперимент для определения максимальной производительности дробилки ДКД-300 и крупности дробленого продукта при максимальной загрузке дробилки. В результате эксперимента максимальная производительность составила 15,2 т/ч.

Для проведения анализа по оценке эффективности дробления материала во время проведения экспериментов производится отбор проб от питания и разгрузки дробилки на производительность и ситовую характеристику.

В дальнейшем проводились три эксперимента при трех разных значениях производительности: минимальной 5,8 т/ч, максимальной 15.2 т/ч и средней 12.2 т/ч с оценкой повреждаемости алмазов-индикаторов при обработке проб руды массой по 1,0÷1,3 тонны каждой. Ситовый анализ продуктов дробления ДКД-300 в сравнении с показателями дробилки Nordberg NP-1007 показал существенно отличные друг от друга гранулометрические характеристики. Степень дробления кимберлитовых руд для дробилки ДКД-300 составляет: при производительности 5,8 т/ч – 6,8; при производительности 12,2 т/ч - 5,3; при производительности 15,2 - 4,8. При сравнении степени дробления по среднему куску дробилка Nordberg NP-1007 уступает дробилке ДКД-300. Так, если для первой степень дробления составляет 3,3, то для ДКД-300 она возрастает до показателя 6,8.

Главным вопросом, требующим пристального внимания, при рудоподготовке алмазосодержащих кимберлитов является сохранность кристаллов алмазов при дроблении. В ходе испытания дробилки использована методика оценки повреждаемости кристаллов, разработанная сотрудниками ОАО «Иргиредмет», с использованием окрашенных алмазов-индикаторов крупностью -5+2 мм трубки «Удачная» в количестве 650 штук.

Первоначально кристаллы коллекции взвешивались, фотографировались в трех-четырех характерных ракурсах, минералогически описывались и классифицировались на пять групп по характеру и величине внешних дефектов.

Затем коллекция алмазов-индикаторов разделялись на пять равноценных по прочностным характеристикам партии раздельно по каждой группе внешних и внутренних дефектов структуры кристаллов с использованием таблиц случайных чисел. При этом четыре партии формировались по 100 штук алмазов-индикаторов в каждой, а одна партия – в количестве 250 штук. Четыре партии кристаллов (по 100 штук каждая) предназначены для оценки повреждаемости алмазов-индикаторов в дробилке ДКД-300, причем три из них забрасывались в питание ДКД-300 в скрытом виде (алмазы-индикаторы заделывались в бетонные модели размером 50÷70 мм) в трех экспериментах при разных производительностях – максимальной, средней и минимальной, а одна партия окрашенных кристаллов в эксперименте со средней производительностью забрасывалась в питание ДКД-300 в свободном состоянии.

Далее окрашенные алмазы-индикаторы извлекались по технологической схеме фабрики №12 и первоначально по характерному зеленому цвету выбираются на участке доводки из концентратов РЛС. После проведения технологических испытаний дробилки ДКД-300 все извлеченные на фабрике №12 и в ЦОДе кристаллы направлялись в институт «Иргиредмет» для повторного изучения с целью определения полученных в технологическом процессе повреждений (трещин сколов и расколов), а также потерь массы.

В результате минералогической оценки обработанных алмазов (таблица 1) выявлено, что кристаллы, прошедшие через дробилку ДКД-300 в свободном состоянии, имеют такой же процент повреждаемости, как при традиционных методах с применением мельниц самоизмельчения. Кристаллы, прошедшие через дробилку в скрытом виде, имеют процент сохранности кристаллов выше в три раза, по сравнению с традиционным методом дезинтеграции с применением мельниц самоизмельчения.

Таблица 1. Показатели повреждаемости алмазов-индикаторов класса -5+2мм коллекции тр. «Удачная» в дробилке ДКД-300 и в мельницах ММС фабрики №12

Место заброса алмазов-индикаторов	Количество нарушенных алмазов-индикаторов,% отизвлеченных по видам повреждений				
	Трещины	Трещины и сколы	Сколы	Всего	В т.ч. с потерей массы
Питание ДКД-300, в бетонных моделях	0,3	1,4	1,1	2.8	1,4
Питание ДКД-300, в свободном состоянии	0,7	2,1	6,3	9,1	8,4
Питание мельниц ММС ОФ №12, в свободном состоянии	5,3	1,6	2,4	9,3	4,4

Так как дробилку ДКД-300 предполагается использовать на установках сухого обогащения взамен роторных дробилок типа NP для додрабливания в основном хвостов обогащения крупностью -30+10(5) мм, в которых раскрытых алмазов практически не будет. Показатели повреждаемости следует оценивать по кристаллам, заброшенным в питание дробилки в скрытом состоянии (в бетонны**х** моделях).

Результаты проведенных исследований показали, что при дроблении кимберлитовых руд крупностью -150 мм степень дробления на дробилке комбинированного действия ДКД-300 выше по сравнению с дробилкой Nordberg NP-1007, при этом достигается высокая сохранность кристаллов алмазов проходящих дробление в скрытом состоянии. Данные результаты позволяют сделать вывод о возможности применения дробилки комбинированного действия ДКД-300 в схеме межстадиального дробления кимберлитовых руд трубки «Зарница».

ВЛИЯНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА И ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД НА ИХ ДОЛГОВЕЧНОСТЬ

О.В. Мясникова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

Республика Карелия (РК) располагает огромными запасами индустриальных горных пород – блочного и строительного камня. В последнее десятилетие особенно остро стоит вопрос получения высокопрочного щебня для строительства, реконструкции и ремонта автомобильных и железных дорог.

По данным Карелиястат объем производства гальки, щебня и гравия за январь – сентябрь 2011 г в РК составил 9,8 млн. куб.м. Вместе с тем, щебень, произведенный на территории РК, значительно различается по качеству. Возникает необходимость оценки прочностных свойств горной породы до начала разработки карьера, позволяющих прогнозировать получение высокопрочного щебня и его долговечность в изделиях и конструкциях.

В естественном состоянии горные породы являются неоднородными полиминеральными многокомпонентными материалами, в которых между молекулами существуют сложные взаимодействия, характеризующиеся определенными энергетическими состояниями и формами. Механические, тепловые и другие воздействия на горную породу приводят к зарождению в

структуре минералов, различные типы дефектов, нарушающие ее упорядоченность. Реальная прочность горной породы зависит от размеров дефектов и трещин. Это обусловлено существованием повышенного уровня напряжений в окрестностях вершин трещин по сравнению с напряжением для изотропной среды. При напряжениях, превышающих предел прочности породы, наблюдается разрушение материала, сопровождаемое сдвиговыми деформациями в окрестности вершины трещины и последующего растяжения с образованием трещин отрыва.

В исследованиях [1, 2, 3] было установлено, что кинетический характер трещинообразования позволяет характеризовать процесс разрушения некоторой скоростью накопления повреждений либо временем разрушения материала на части. С точки зрения кинетической теории разрушения долговечность является фундаментальной характеристикой прочности материала и зависит от приложенного напряжения и температуры. При кинетическом подходе разрушение рассматривается как реально развивающийся во времени процесс, характеризующийся некоторой скоростью процесса накопления повреждений либо временем, за которое процесс развивается до распада материала на части.

Долговечность разрушения (τ) в кинетической теории прочности определяется по формуле С.Н. Журкова:

$$\tau = \tau_0 \exp(\frac{U_0 - \gamma\sigma}{RT})$$

где U_0 - энергия активации разрушения; τ_0 - коэффициент, численно равный периоду тепловых колебаний атомов в кристаллической решетке; γ - структурный коэффициент (активационный объем разрушения); σ - приложенная нагрузка; R - универсальная газовая постоянная.

Для оценки перспектив использования индустриальных горных пород в качестве строительных материалов для получения щебня, были изучены прочностные свойства и долговечность разрушения различных по составу и строению гранитоидов, на основе термокинетической теории разрушения твердых тел. Для исследуемых гранитов были выполнены замеры длин микротрещин и построен график распределения микротрещин по размерам. С учетом данного графика принималась эффективная длина трещины. Эффективной считаем наиболее распространенную длину трещины, которая для исследованных гранитов $l_{эф.}$ – 0,20 мм. Испытания на прочность проводились согласно методики определения предела прочности на растяжение при изгибе на образцах-призмах. Из эксперимента были определены предел прочности на растяжение σ_p и мгновенная долговечность разрушения τ гранитоидов, далее рассчитывались экспериментальные значения энергии активации U_0 и структурные коэффициенты (активационный объема разрушения) γ. Полученные результаты сведены в таблицу.

Таблица. Экспериментальные значения термокинетических параметров гранитоидов

Наименование	Основные породообразующие минералы,%			$U_{0.}$, Дж/моль	γ., $м^3$/моль	τ, сутки
	PL	**Mc**	**Qz**			
Хюппивара: мелко-среднезернистые граниты, плагиограниты	47	31	16	148990	$1,36\times10^{-3}$	1506
Пергуба: среднезернистые плагиоклазовые и плагиоклазмикроклиновые граниты	52	26	19	149292	$2,50\times10^{-3}$	57,5
Копаковское: мелко-среднезернистые биотит-плагиоклазовые граниты	34	25	31	166393	$1,80\times10^{-3}$	105155

В результате исследований установлено, что долговечность разрушения существенно различается для индустриальных горных пород различных месторождений. Наиболее предпочтительным является большая величина долговечности разрушения, для использования материала в дорожном строительстве и разнообразных сооружения и конструкциях, требующих сохранности в течение длительного времени. Таким образом, гранитоиды объекта Копаковское

можно рекомендовать для производства высокопрочного щебня и применения его для устройства верхних слоев дорожных и аэродромных покрытий дорог, в качестве заполнителя в асфальтобетонные смеси и асфальтобетон.

Список использованных источников

1. Журков С. Н., Куксенко В.С., Петров В.А. Физические основы прогнозирования механического разрушения // ДАН СССР, 1981, т.259, №6. С.1350-1353.
2. Менжулин М.Г. Модель фазовых переходов на поверхности трещин при разрушении горных пород // Физическая мезомеханика. 2008, т. II, № 4. С. 75 – 80.
3. Кадомцев А.Г., Дамаскинская Е.Е., Куксенко В.С. Особенности разрушения гранита при различных условиях деформирования // Физика твердого тела. 2011, т.53, вып.9. С 1777 – 1782.

МОРФОСТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТА В РУДАХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПИОНЕР (ПРИАМУРЬЕ), ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИЕ

Д.О.Ожогин[1], Н.И.Орлова[2], Власов Н. Г.[3]

[1] Научно производственная геологическая фирма «Регис», Россия, г. Благовещенск, e-mail: Ozhogin-D@POKRMINE.RU
[2] Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского», Россия, г. Москва
[3] ЗАО УК «Петропавловск», Россия, г. Благовещенск

Пионерное рудное поле расположено на территории Амурской области в Зейском районе и охватывает правобережье р. Улунги. Геологическая позиция Пионерного рудного поля определяется его размещением в краевой части Ольгинского массива, в зонах «замыкания» соответствующего интрузивно-купольного поднятия и его сопряжения с Улунгинской структурой. Важнейшей является рудоконтролирующая Пионерная структура северо-восточного простирания, которая вместе с оперяющими ее субпараллельными трещинами вмещает всю минерализацию месторождения.

Вмещающими породами месторождения являются песчаники, алевропесчаники и алевролиты верхней юры, интенсивно ороговикованные в приконтактовых частях. Значительную часть рудного поля занимают раннемеловые гранодиориты и диориты, гранит-порфиры, гранодиорит-порфиры интрузивного комплекса, прорванные многочисленными дайками среднего состава. Золотое оруденение локализуется во всех породах. Месторождение Пионер относится к золото-кварцевой убого-полисульфидной формации.

Все породы месторождения в различной степени затронуты гидротермально-метасоматическими процессами, которые проявлены неравномерно; в центральных частях рудного поля породы изменены до серицит-кварцевых, кварц-карбонат-серицитовых, серицит-карбонат-кварцевых метасоматитов. Реже выделяются адуляр-кварцевые метасоматиты, локализованные на более глубоких горизонтах; здесь же общее окварцевание пород развито, как правило, более интенсивно (до вторичных кварцитов).

Формирование оруденения имело длительную историю: от раннего мела до позднего палеогена. Рудные зоны представляют собой крутопадающие, мощные линейные штокверки неравномерного прожилково-сетчатого окварцевания и карбонатизации пород с прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией, на долю которой приходится 2-8%. Отдельные участки рудных тел как окисленных, так и первичных руд, сложены брекчиями на кварцевом с кварц-карбонатным цементом. Рудные тела в пределах рудных зон выделяются только по опробованию и геологических границ не имеют; форма их чаще всего плитообразная. Внутри рудной зоны обычно они располагаются субпараллельно, кулисообразно или в виде

ответвлений (апофиз). В разрезе минерализованной зоны отмечается от 5 до 15 таких тел. Границы рудных зон выделяются по прожилковому окварцеванию, бортовому содержанию золота (0,38г/т) и данным каротажа скважин.

На месторождении широко распространены коры выветривания, представленные всеми морфологическими типами (линейные, площадные, линейно-площадные). Как правило, они имеют переменную мощность, резко увеличивающуюся в зонах тектонических нарушений, что определяет «карманообразное» залегание и нечеткую, «размытую» нижнюю границу. Золотоносные коры выветривания представляют собой частный случай региональных, и общие условия их формирования не отличаются от корообразовательных процессов в целом. Следует отметить, что на месторождении с ними связаны наиболее богатые и промышленно значимые рудные тела. Нередко в пределах рудного поля формирование зон окисления наложено на метасоматически измененные породы (березиты, аргиллизиты и пр.).

В целом на месторождении выделяются первичные и окисленные руды, отличающиеся как минеральным составом, так и характером распределения золота и его морфоструктурными характеристиками, что определяет поведение руд в технологических процессах и возможность извлечения золота.

Окисленные руды представлены существенно глинистыми, дресвяно-глинистыми и глинисто-дресвяно-щебнистыми образованиями (корами выветривания) разного минерального состава и выщелоченными породами, рыхлыми, сыпучими, в различной степени сохранившими реликтовые структурно-текстурные особенности первичных пород, с многочисленными прожилками кварца, часто раздробленного, брекчированного, иногда перекристаллизованного. Главными минералами являются каолинит, иллит (гидрослюда), смешаннослойные минералы, представленные иллит-монтмориллонитом и значительным количеством гидроксидов и оксидов железа, реже марганца.

Золото в зонах окисления представлено двумя основными разновидностями. «Рудное» золото, довольно крупное (до 1,0 мм), заключенное в ожелезненном (гидроксиды железа) и раздробленном друзовидном кварце, представлено довольно крупными плотными зернами проволочной, пластинчатой, веретенообразной формы. Оно яркое, блестящее, желтое и ярко-желтое.

Вторая разновидность – так называемое «коровое золото - горчичное» или новообразованное (перекристаллизованное в зоне гипергенеза) - мельчайшие ажурные выделения сложной разнообразной формы, нередко образующие «инкрустации» по кристаллам и зернам кварца, обычно с охристо-глинистыми примазками. Размер от сотых долей мм до 5 мм по длинной оси. Поверхность золотин шероховатая, «шагреневая», пористая. Золото блестящее, ярко-желтое, иногда с красноватым оттенком. Характерны сложные агрегаты самородного золота, иногда разной формы дендритовидного (типично гипергенного) облика, состоящие из очень мелких зерен, а также встречаются мельчайшие комочки неправильной формы тоже с шероховатой, часто ямчатой поверхностью. В отдельных случаях золото имеет форму неправильных причудливых дендритов, наростов по зернам и кристаллам кварца. Отмечаются и пористо-ноздреватые агрегаты, состоящие из тонких, узорчатых, пористых пленок и корочек, - «кружевное» золото.

В зонах окисления происходит укрупнение самородного золота до 1-3 мм за счет высвобождения его из сульфидов. При этом возрастает пробность свободного золота до 700-880 в рядовых рудах и до 903-964 в богатых рудах. Это значительно отразилось на технологических свойствах рядовых руд. Они становятся легкообогатимыми.

Все золото из зон окисления, развитых по разным рудным зонам Пионерного рудного поля, характеризуется высокой химической чистотой, а среди примесей отмечается почти исключительно только серебро, содержание которого варьирует от 6-8% до 18-20%.

На основании технологического картирования граница зоны окисления принята по предельному экономически допустимому коэффициенту извлечения золота методом прямого цианирования, равному для данного месторождения 70%. Остальные, менее окисленные рядовые руды КВ отнесены к смешанным рудам.

Золото в первичных и смешанных рудах характеризуется значительным количеством разнообразных примесей помимо серебра; оно установлено также двух видов:

- Мелкое (до 0,2-0,3 мм) самородное золото крючковатой, округлой, рисовидной, проволочной, реже пластинчатой формы. Пробность его колеблется от 650 до 880 в рядовых рудах и от 870 до 915 в богатых рудах. Количество такого золота, извлекаемого гравитацией, составляет в рядовых рудах 8,8-40,6%, в богатых – 48,4-58,7%.
- Микро-нанометровые включения в пирите. Количество такого золота составляет в рядовых рудах 20,3-35,2%. В гидротермальных образованиях, где пирит преобладает, содержания золота не превышают значений 0,4-0,6 г/т; это золото относится к категории упорного.

По ассоциации рудообразующих минералов, характеру распределения в них золота и его морфоструктурным характеристикам на месторождении Пионер выделено два технологических типа руд:

- Легкоцианируемые, представленные окисленными рудами (независимо от степени их окисления), пригодными для процесса прямого сорбционного цианирования с извлечением золота более 70%;
- «Упорные» для процесса цианирования первичные руды, требующие применения комбинированных технологий переработки, включающих флотацию, автоклавное окисление концентратов и последующее их сорбционное цианирование со сквозным извлечением золота 84-86%.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА БЕДНЫХ ХРОМОВЫХ РУД ПРИ РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ

А.И. Ракаев, С.А. Алексеева, Т.А. Морозова, Е.В. Черноусенко

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты, e-mail: rakaev@goi.kolasc.net.ru,

Исследования технологических свойств бедных хромовых руд Аганозерского месторождения Республики Карелия проводились с целью разработки эффективной технологии обогащения. В процессе проведения исследований установлены природные типы и разновидности, минеральный и химический состав, текстурно-структурные особенности, технологические и физико-механические свойства хромовых руд.

Месторождение относится к стратиформному промышленному типу. Рудно-формационный тип - пластово-залежное в расслоенных базит-ультрабазитовых массивах.

Минералого-технологическими исследованиями установлено, что руда имеет гнездово-вкрапленную текстуру, гигантозернистую, пойкилитовую структуру. Тип руды редковкрапленный с мелкозернистым хромшпинелидом, повышенной железистости. Текстура руды сложена преобладающим гигантозернистым пироксеном (размеры зерен от 5 до 50 мм), овоидными зернами оливина (размеры от 1 до 5 мм), вкрапленностью и гнездами хромита. Выделяются три текстурных подтипа: убоговкрапленная, редковкрапленная и средневкрапленная руда, с содержанием хромшпинелида 10-20%, 30-40%, 40-60% соответственно.

Хромшпинелид – главный рудообразующий минерал, распределен в руде неравномерно. Среднее содержание хромшпинелида в руде составляет 45-50%, Cr_2O_3 - 22-24%, варьируя от 15 до 27% в различных участках месторождения, является главным концентратором хрома. В балансе распределения хрома в руде на его долю приходится до 99% валового содержания Cr_2O_3. На долю остальных минералов приходится не более 1% общего количества хрома.

Хромшпинелид образует две морфологические разновидности:

- включения кристаллов в пироксене, с размером зерен 0.01-0.2 мм;
- прожилковидные агрегаты и гнезда в пироксене и между зернами пироксена, с размером зерен 0.2-2 мм.

Пироксен – главный породообразующий минерал, распределен равномерно или полосчато, содержание его в руде около 40-45%. Представлен ромбической (бронзит) и моноклинной (авгит) модификациями.

Оливин – второй породообразующий минерал, распределен в руде неравномерно, независимо от пироксена и хромита. Образует включения в пироксене, иногда распределен в виде полос. Среднее содержание его в руде около 5%.

Серпентин – третий породообразующий минерал, преимущественно представлен псевдоморфозами по оливину, реже в прожилках в пироксене и хромите. Содержание в руде около 10%.

Магнетит – содержание в руде до 5%, преимущественно связан с бедной хромшпинелидами частью руды, образуется в оливине и пироксене в виде тонкой пылевидной вкрапленности при серпентинизации, а также замещает хромшпинелид.

Минералы примеси: пентландит, ильменит, рутил, халькопирит, макинавит, кемерерит.

Проведенными исследованиями установлены оптимальные крупности измельчения. Изучение закономерностей измельчения руды показало преимущество использования в I стадии стержневой мельницы, которая благодаря избирательному механизму разрушения обеспечивает максимальное количество продуктивного класса при минимальном количестве шламов. В первой стадии при крупности питания -0.63 мм осуществляется выделение хромита крупнозернистой разновидности, с размером зерен 0.2-2 мм. Во второй стадии для обеспечения достаточно полного раскрытия хромита второй разновидности (0.01-0.2 мм) рекомендуется использование шаровой мельницы при крупности измельчения -0.2 мм.

В процессе проведения исследований испытаны несколько вариантов схем обогащения на основе гравитационных и магнитных методов разделения, различающихся крупностью измельчения и циклом перечистных операций. На основе результатов минералого-технологических исследований и полупромышленных испытаний разработана эффективная гравитационно-магнитная технология обогащения бедных хромовых руд, наиболее полно соответствующая особенностям вещественного состава руд и обеспечивающая получение кондиционного концентрата с содержанием Cr_2O_3 не менее 45%.

Наряду с основной схемой обогащения руд рассматривался альтернативный вариант с использованием тяжелосредной сепарации в качестве способа предконцентрации кускового сырья. При вовлечении в процесс добычи руд с более бедных участков месторождения этот процесс может быть эффективен для вывода в начале обогащения около 25-27% кусковых отвальных хвостов и повышения тем самым содержания Cr_2O_3 в руде, поступающей на мелкозернистое обогащение.

РАЦИОНАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ РУДОПОДГОТОВКИ АПАТИТО-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД

А.И. Ракаев[1], Е.В. Черноусенко[1], С.А. Алексеева[1], Т.А. Морозова[1], К.М. Гумениченко[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты, e -mail:rakaev@goi.kolasc.net.ru
[2] ОАО «Апатит», Россия, г. Апатиты

Особенностью минерального состава апатито-нефелиновых руд Кольского полуострова является существенное различие основных минералов, апатита и нефелина, по физико-механическим и морфологическим свойствам. Апатит обладает несовершенной спаянностью и ярко выраженным идиоморфизмом зерен, а также вдвое большим модулем упругости, характеризующим склонность к хрупкому разрушению. Такая форма зерен апатита обуславливает слабую связь между ними, что, наряду с повышенной хрупкостью минерала, является основной причиной первоочередного разрушения апатита при измельчении руды, причем разрушается он

преимущественно с образованием мелких частиц. Нефелин, обладающий большей прочностью и повышенной вязкостью, при измельчении разрушается труднее и при относительно грубом помоле остается преимущественно в крупных классах.

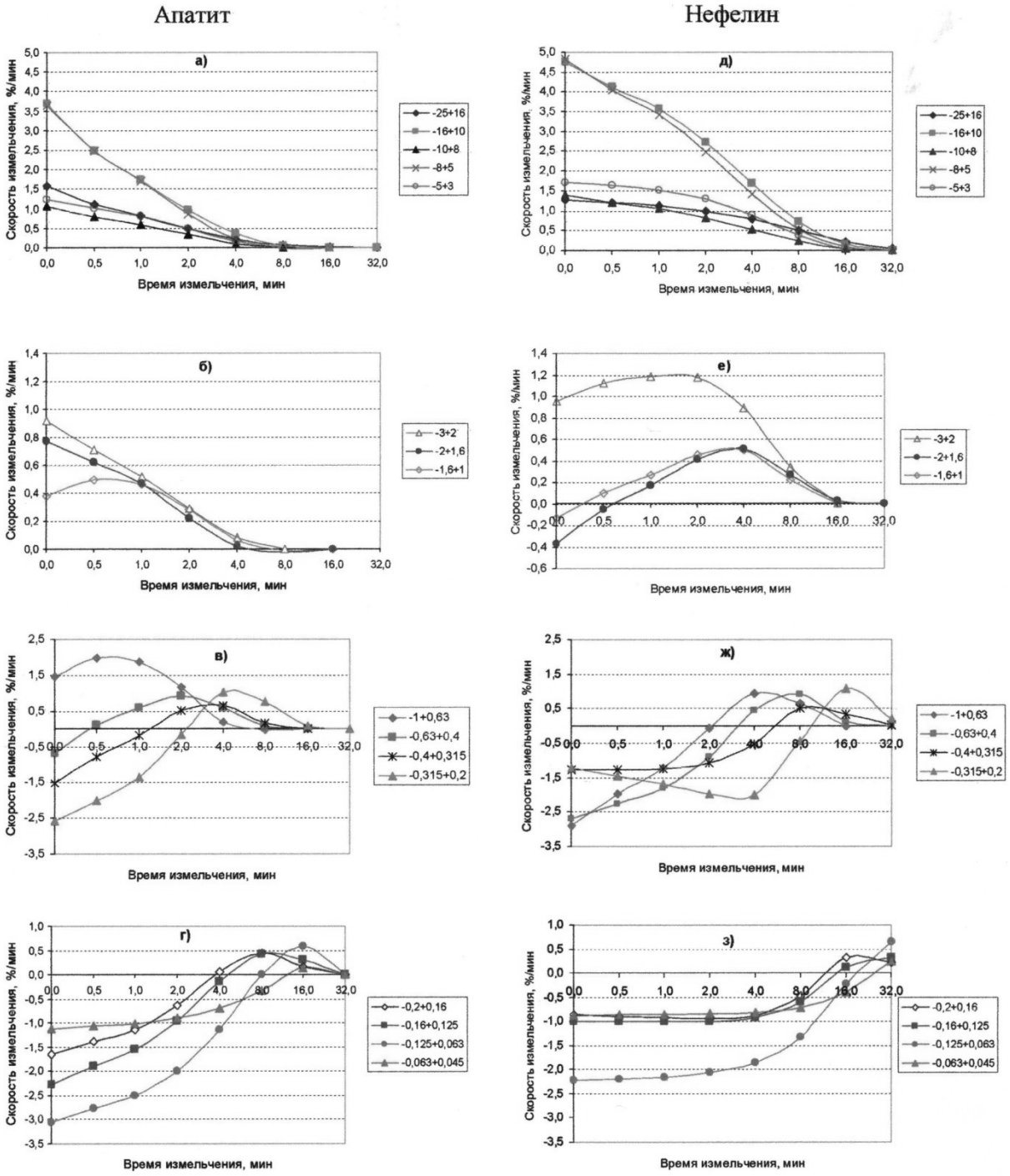


Рисунок – Закономерности изменения количества апатита и нефелина в узких классах крупности в процессе измельчения

Существующая технология рудоподготовки апатито-нефелиновых руд не учитывает значительные различия в свойствах и измельчаемости минералов. Руда измельчается в замкнутом цикле с двумя-тремя стадиями классификации до крупности 15-20% класса +0.16 мм, что обусловлено требованиями, предъявляемыми заводами по производству минеральных удобрений к крупности апатитового концентрата. Обеспечивая высокое извлечение апатита, данная технология не всегда позволяет получить кондиционный нефелиновый концентрат из хвостов апатитовой флотации (ХАФ) даже при столь сложной их подготовке: двухкратная классификация и доизмельчение с предварительной и поверочной классификацией.

Изучение кинетики измельчения апатито-нефелиновой руды в барабанных мельницах полностью подтверждает существенное различие в измельчаемости основных минералов. Анализ закономерностей изменения количества апатита и нефелина в узких классах крупности показывает, что апатит измельчается с гораздо большей интенсивностью, чем нефелин (рисунок).

И хотя в крупных классах (более 2 мм) начальные скорости измельчения этих минералов близки, тем не менее, апатит измельчается почти в два раза быстрее. Так, для апатита скорости измельчения классов крупности более 0.63 мм к моменту времени 8 минут приближаются к нулю, что означает практически полное измельчение апатита и переход его в более мелкие классы. В отличие от апатита нефелин в этих классах разрушается лишь к 16 минутам. Причем для нефелина в классах крупности от -2 до +0.63 мм на начальном этапе (0.25-2 мин) характерно накопление материала, о чем свидетельствуют отрицательные значения скоростей измельчения этих классов, в отличие от апатита, который в этих классах с первых минут вступает в процесс разрушения. В классах менее 0.63 мм на начальном этапе характерно накопление материала для обоих минералов, однако впоследствии апатит вступает в процесс разрушения гораздо раньше нефелина. Так, в классах крупности менее 2 мм, к тому времени, когда апатит интенсивно измельчаясь переходит в самые мелкие классы, нефелин только начинает измельчаться с максимальной интенсивностью.

По результатам изучения кинетики измельчения установлено, что для апатито-нефелиновых руд рациональным решением с позиции технологии и энергетики процесса рудоподготовки является разделение продукта измельчения (на начальной стадии процесса) на две фракции по зерну размером 0,4-0.5 мм, в одной из которых будет сконцентрирован в основном апатит, перешедший в мелкие классы, а во второй – преимущественно нефелин. При этом в первую фракцию переходит свыше 70% апатита с содержанием P_2O_5 около 19-20%, что существенно превышает содержание в исходной руде (12 -14% P_2O_5). В крупнозернистой фракции остается около 25-30% апатита с содержанием P_2O_5 8-9%. Мелкозернистую фракцию после контрольной классификации направляют на флотацию апатита, а крупнозернистую подвергают доизмельчению в замкнутом цикле до крупности, обеспечивающей полноту раскрытия нефелина.

Представленная технология позволяет существенно упростить подготовку апатито-нефелиновых руд к комплексному обогащению при одновременном снижении ошламования апатита.

УГОЛЬНЫЕ ФИТОЦЕНОЗЫ И УСЛОВИЯ НАКОПЛЕНИЯ ЦЕННЫХ И ПОЛЕЗНЫХ КОМПОНЕНТОВ

В.И. Рождествина[1], А.П. Сорокин[1,2], А.А. Киселева[1], И.Э. Памирский[1], Н.Ю. Леусова[1]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования Дальневосточного отделения РАН, Россия, г. Благовещенск, e- mail: science@ascnet.ru
[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Амурский научный центр Дальневосточного отделения РАН, Россия, г. Благовещенск, e-mail: amurnc@ascnet.ru

Реконструкция условий накопления и концентрирования ценных и полезных компонентов в углях, выявление их форм нахождения и ассоциативных взаимодействий является актуальной

задачей фундаментальной научных исследований. В настоящей работе представлены данные по изучению динамики изменения разнообразия органических микрокомпонентов углей палеоценового Ерковецкого буроугольного месторождения. Опробование проведено по отдельным вертикальным профилям действующего углеразреза (участок Южный). Отбор бороздовых проб длиной 0.5 м проводился от почвы пласта к его кровле. Мощность угольного пласта в зоне отбора проб 3.06 м (таблица 1), надугольных отложений - около 40 м. В средней части пласта почти повсеместно фиксируются 1-2 прослоя углистой глины или высокозольного угля, реже - глины и алеврита с неравномерной мощностью 0.01 до 0.7 м, с неровными контактами с вмещающими углями, разделяющие пласт на 2-3 выдержанные пачки.

Таблица.- Характеристика профиля Ер3 Ерковецкого буроугольного месторождения (участок Южный - северный борт действующего углеразреза, абсолютная отметка кровли угольного пласта 150.2 м)

№ пробы	от	до	мощность	Характеристика пород	Преобладающий тип углей	Содержание золота, г/т
	м					
Ер3-8	0	0.5	0.5	уголь бурый	фюзинито-гелит	2.08
Ер3-7	0.5	0.53	0.01-0.03	глины		0.41
Ер3-6	0.53	1.03	0.5	уголь бурый	фюзинито-гелитит	1.20
Ер3-5	1.03	1.06	0.01-0.03	глины		4.05
Ер3-4	1.06	3.06	0.5	уголь бурый	фюзинито-гелитит	2.06
Ер3-3			0.5	уголь бурый	фюзинито-гелит	3.64
Ер3-2			0.5	уголь бурый	фюзинито-гелит гелит	0.21
Ер3-1			0.5	уголь бурый	гелит, фюзинито-гелит	2.24

Угли Южного участка Ерковецкого месторождения бурые, средней степени углефикации. Угли плотные с прослоями рыхлых. Изучение бурых углей месторождения показало, что в их сложении участвуют разнообразные органические и неорганические микрокомпоненты. Органические микрокомпоненты являются продуктами преобразования растительных тканей в процессах гелификации (остудневания) или фюзенизации (окисления) [1].

На месторождении распространены угли группы гумолитов двух классов – гелитолиты (фюзинито-гелитит, фюзинито-гелит, гелит) и фюзенолиты (гелито-фюзитит). Гелитолиты существенно преобладают над фюзенолитами. Уголь в основном слагают 2 группы микрокомпонентов - витринит и инертинит. В группе витринита встречаются феллинит, гумодетринит; в группе интертинита - микринит, семифюзинит. Липтинит представлен кутикулой и суберинитом. Структура микрокомпонентов преимущественно мелкоаттритовая, изредка - крупнофрагментарная. Из органических включений в углях встречаются фюзен, овальные янтарно-желтые смоляные тела.

Фюзинито-гелититы сложены витринитом и интертинитом, с некоторым преобладанием гелифицированных микрокомпонентов. В фюзинито-гелитах доля гелифицированного вещества увеличивается, превышая содержание фюзинизированных микрокомпонентов в 3-4 раза. Для гелитов характерно максимальное содержание гелифицированного вещества, представленного как основной массой, так и остатками стеблевых и паренхимных растительных тканей, сохранивших форму и структуру. Содержание фюзинизированных и липоидных микрокомпонентов в этом типе угля не превышает 10%. В кровле и центральной части пласта преобладают фюзинито-гелититы и фюзинито-гелиты, гелиты доминируют вблизи подошвы угольных пластов. Гелито-фюзититы сложены преимущественно фюзинизированными микрокомпонентами с подчиненным количеством гелифицированного вещества. Этот тип углей отмечается во всех пластах и не имеет выраженной привязки по мощности.

На основе данных оптической и электронной микроскопии установлено изменение микрокомпонентов угля от почвы к кровле пласта. У почвы пласта преобладают микрокомпоненты, характеризующие остатки травянистых растений застойных торфяных болот (осок, хвощей и др.), водорослей. Вверх по профилю наблюдается постепенное увеличение доли высших растений, появляются

фрагменты древесного строения. И на уровне 1-1.5 м от подошвы пласта преобладающими становятся структуры с ясными следами древесного строения. Отмечаются хорошо сохранившиеся элементы, составляющие древесину хвойных: трахеиды, сердцевидные лучи, построенные из паренхимных и трахеидных клеток, смоляные ходы. На уровне 2.0 м пласт пересекает тонкий слой глинистого ультродисперсного материала. Микростроение углей, залегающих над глинистым слоем и под ним, идентичное. Через 0.5 м повторно фиксируется глинистый прослой, после которого микроструктурные компоненты угля изменяются и вновь преобладающими становятся фрагменты травянистых растений, более часто отмечается появление спор, оболочек микроспор и пыльцы. Кроме изменения микрокомпонентов углей наблюдается и изменения морфоструктурых характеристик фитолитов, заполняющих структурные пустоты углефицированных растений.

Фазовый состав угля, изученный методами рентгеновской дифракции (дифрактометр XRD-7000 Shimadsu), также проявляет выраженную динамику изменений от почвы к кровле пласта. Максимальным количеством присутствия кристаллических фаз характеризуются слои, в которых преобладают фрагменты древесины, состав преобладающих кристаллических фаз идентичен составу глинистых прослоев. Верхний слой рентегенаморфный, а в нижнем рентгеноаморфная фаза доминирует, кристаллическая выражена слабо.

Реконструкция условий угленакопления проведена также на основе определения молекул – биомаркеров (хемофоссилии), присутствующих в растворимой части углей. Биомаркеры образуются в органическом веществе (ОВ) и позволяют установить происхождение, степень преобразования и возраст углей [2]. Определение биомаркеров проводилось с помощью газовой хроматографии (газовый хроматограф Agilent 6890 N). Растворимое ОВ (битумоид) экстрагировано из угля хлороформом. Выделение насыщенных углеводородов осуществлялось методом жидкостно-адсорбционной хроматографии на колонках с Al_2O_3 (элюент – гексан).

На основе газохроматографического анализа н-алканов и изопреноидных соединений (пристана (П) и фитана (Ф) [3]) выделены слои различного происхождения. Нижний слой Ер 3-1 характеризуется низким значением П/Ф ≈ 0,64, что свидетельствует о повышенном вкладе в углеобразование водорослей. Далее, в ряду Ер 3-1 < Ер 3-2 < Ер 3-4 < Ер 3-6, значение показателя П/Ф постепенно увеличивается (рисунок.1), следовательно вклад высших растений повышается. Соотношение П/Ф в слое Ер 3-6 имеет самое высокое значение ≈ 1.37, что связано с основным вкладом древесной растительности. Понижение доли древесной компоненты и увеличение травянистой в верхнем слое Ер 3-8 вызывает некоторое понижение значения П/Ф ≈ 1.12.

Распределение н-алканов во всех образцах указывает на континентальный генезис ОВ с максимумом на $C_{25}H_{52}$ (пентакозан) [3]. При этом концентрация $C_{25}H_{52}$ возрастает в ряду Ер 3-1 < Ер 3-2 < Ер 3-4 < Ер 3-6, что свидетельствует об увеличении вклада высших растений от нижнего слоя Ер 3-1 к слою Ер 3-6 (рисунок 2). В этом же ряду увеличиваются концентрации и других длинноцепочечных нечетных н-алканов с числом углеродных атомов 27, 29, 31, 33, источником образования которых являются высшие растения. Общепринято, выражать вклад растительности в ОВ современных осадков и степень преобразованности гумусового ОВ в древних породах величиной CPI, введенной Э. Бреем и Э. Эвансом в 1961 г. [3]:

$$CPI = \frac{1}{2} \times \left(\frac{n\text{-}C_{25} + n\text{-}C_{27} + n\text{-}C_{29} + n\text{-}C_{31} + n\text{-}C_{33}}{n\text{-}C_{26} + n\text{-}C_{28} + n\text{-}C_{30} + n\text{-}C_{32} + n\text{-}C_{34}} + \frac{n\text{-}C_{25} + n\text{-}C_{27} + n\text{-}C_{29} + n\text{-}C_{31} + n\text{-}C_{33}}{n\text{-}C_{24} + n\text{-}C_{26} + n\text{-}C_{28} + n\text{-}C_{30} + n\text{-}C_{32}} \right)$$

Полученные данные свидетельствуют об увеличение вклада высшей растительности снизу вверх - от Ер 3-1 к Ер 3-4, причем эта зависимость возрастает линейно (рисунок 3). Слой Ер 3-4 и Ер 3-6 характеризуется приблизительно одинаковым значением CPI, а, следовательно, схожими условиями преобразования.

Концентрация $C_{17}H_{36}$ (гептадекана), основным биологическим источником, которого являются цианобактерии и водоросли [4], заметно выше в слое Ер 3-1 и понижается в ряду Ер 3-1 < Ер 3-2 < Ер 3-4 < Ер 3-6 < Ер 3-8 (рисунок 4). Следует отметить, что слой Ер 3-4 и Ер 3-6 характеризуется приблизительно одинаковым количеством $C_{17}H_{36}$, что подтверждает схожие условия углеобразования.

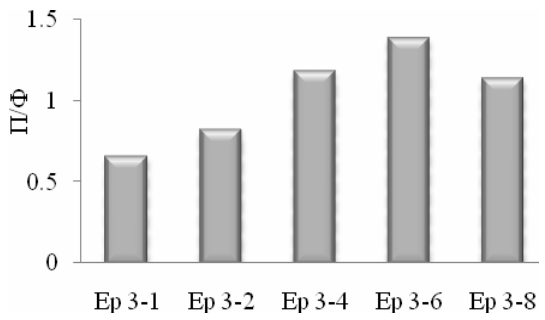


Рисунок 1. Значение П/Ф разных слоев угольного разреза

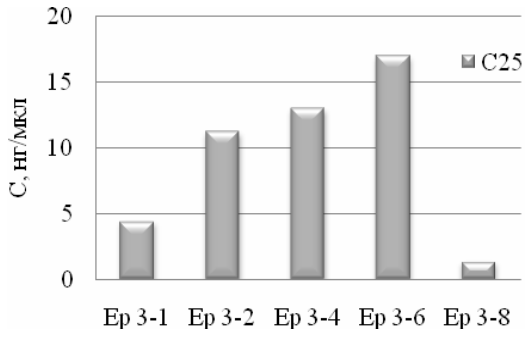


Рисунок 2. Концентрация $C_{25}H_{52}$ в разных слоях угольного разреза

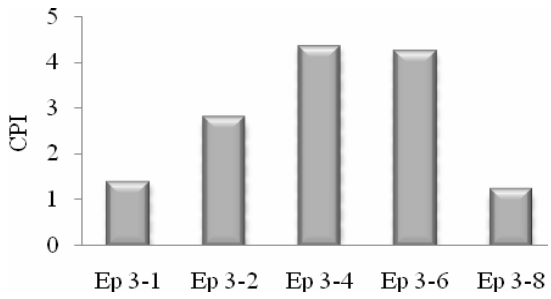


Рисунок 3. Значение CPI разных слоев угольного разреза

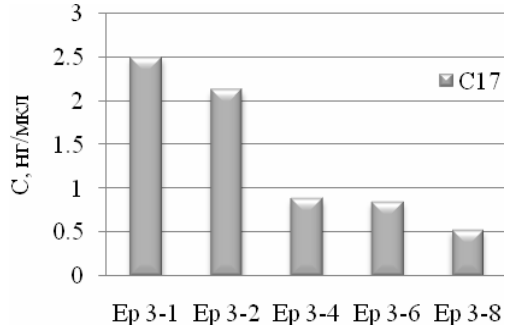


Рисунок 4. Концентрация $C_{17}H_{36}$ в разных слоях угольного разреза

Присутствие показателей, указывающих на вклад в углеобразование водорослевого компонента в образцах Ер 3-1 и Ер 3-2, свидетельствует о существенном заболачивании данной территории на начальных этапах угленакопления. Слои Ер 3-4 и Ер 3-6, по многим показателям (С17, CPI), характеризуются схожими условиями углеобразования с существенным вкладом наземной древесной растительности. Слой Ер 3-8 существенно отличается от остальных слоев, он характеризуется самым низкими показателям CPI и С17, П/Ф = 1.12.

Таким образом, проведенный комплекс исследований свидетельствует о том, что за время формирования бурых углей Ерковецкого месторождения происходило изменение условий угленакопления. Нижние слои угля явно автохтонные, образованные в условиях застойных торфяных болот с эффектом постепенного осушения и увеличения доли высших растений. Угли средней части, по всей видимости, является аллохтонными, их генезис связан с размывами болот при периодическом поднятии уровня вод (паводки, наводнения), с которыми связан транспорт и накопление древесных растений. Свидетельством поступления и последующего захоронения древесных растений в условиях обводненности служит и присутствие двух тонких тонкоотмученных глинистых слоев, которые могли образоваться в послепаводковый застойный период. При формировании Ерковецкого месторождения выделяются два таких акта накопления древесной растительности. Формирование верхнего слоя угля проходило в условиях прогрессивного осушения торфяного болота, и он является автохтонным.

Поводковые воды переносили существенное количество ультрадисперсных глинистых фракций, которые осаждались как в общей массе растительного материала, так и перекрывали его при медленном отводе воды, образуя глинистые прослои, покрывая древесный слой. Этим можно объяснить идентичность кристаллических фаз в углях и глинистых прослоях.

Накопление ультрадисперсных частиц золота и других ценных и полезных компонентов,

которые установленные в углях Ерковецкого месторождения, также может быть связано с водным переносом совместно с глинистыми фракциями.

Исследования выполнены при поддержке Президиума ДВО РАН и РФФИ (проекты 11-05-98510, 12-I-П27-03).

Список использованныъх источников

1. Вальц И.Э., Гинзбург А.И., Крылова Н.М. Основные принципы вещественно-петрографической классификации углей // Химия твердого топлива. 1968. №3. С. 9-21.
2. Шайнович А. Происхождение, характеристика органического вещества и оценка генерационного потенциала неогеновых озерных осадочных пород // Геохимия. 2011. № 7. С. 723-740.
3. Шляхов А.Ф. Газовая хроматография в органической геохимии. М.: Недра, 1984. 221 с.

ГРАФЕНОВЫЕ НАНОЧАСТИЦЫ В ШУНГИТАХ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТЫХ ШУНГИТОВЫХ ПОРОД

Н.Н. Рожкова[1], С.С. Рожков[1], А.П. Дементьев[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск
[2]НИЦ "Курчатовский институт", Россия, г. Москва

Шунгитовые породы интересны как перспективное углеродистое сырье и как источник нанодисперсного углерода. Природный наноуглерод отражает процессы глобального цикла углерода, входит в состав почв и осадков, что затрудняет анализ его структурных и физико-химических свойств. В водных средах, а именно так шло формирование шунгитовых пород, появляются дополнительные сложности в изучении наноуглерода, связанные с взаимодействием с водой наночастиц углерода и их агрегацией, что является актуальной научной задачей [1].

Аналогичные задачи возникают в процессе переработки высокоуглеродистых шунгитовых пород с использованием традиционных технологий, где нет возможности контролировать вклад наноструктурных составляющих. Свойства шунгитсодержащих материалов изменяются в зависимости от способов получения и условий хранения. Для стабилизации свойств шунгитов предлагаются технологии, связанные с высокотемпературной обработкой и удалением минеральных примесей с помощью химических реагентов [2,3]. Модифицированный предлагаемыми способами шунгит теряет главное свойство – дифильность, т.е. его способность смачиваться как органическими (неполярными) жидкостями, так и водой.

Проблема воспроизводимости свойств актуальна также для углеродных материалов нового поколения, фуллеренов, нанотрубок и ультрадисперсных алмазов, из-за их высокоразвитой поверхности и реакционной способности. Для их эффективного использования необходимо знать условия стабилизации нанокластеров в различных средах.

В работе представлены результаты исследований устойчивых водных дисперсий шунгитового углерода (ШУ), позволившие выделить непланарные графеновые фрагменты, определяющие структурные и физико-химические свойства ШУ и устойчивость кластеров наноуглерода шунгитов в воде.

В настоящее время внимание исследователей привлек молекулярный графен, моноатомная двумерная структура углерода, благодаря широким возможностям направленного изменения свойств углеродного материала от мезоскопического до атомарного уровней [4]. Нами был применен многоуровневый подход при изучении природного наноуглерода шунгитов, состоящего

из непланарных графеновых фрагментов.

Шунгитовый углерод проявляет свойства полупроводника, полуметалла и коллоида. Расшифровка структурной организации ШУ позволяет объяснить его многоликость. Непланарные графеновые фрагменты <1 нм формируют природный углерод шунгитов, который был переведен в коллоидную форму в воде. Получена устойчивая дисперсия динамических кластеров, образованных непланарными фрагментами с молекулярной массой <300 m/z и дипольным моментом ~6.5 Д. Водная дисперсия с концентрацией ~0.1 мг/мл содержит кластеры размером 50-60 нм по данным динамического светорассеяния (рисунок 1, I). Визуализация с помощью ПЭМ высокого разрешения позволила определить глобулярные кластеры <6 нм, состоящие из изогнутых графеновых фрагментов. Конденсация водной дисперсии ШУ приводит к дальнейшей агрегации первичных нанокластеров и образованию трехмерной сетки (рисунок 1 II, III) [5]. Происходящие структурные изменения отражены на схеме, представленной на рисунке 1.

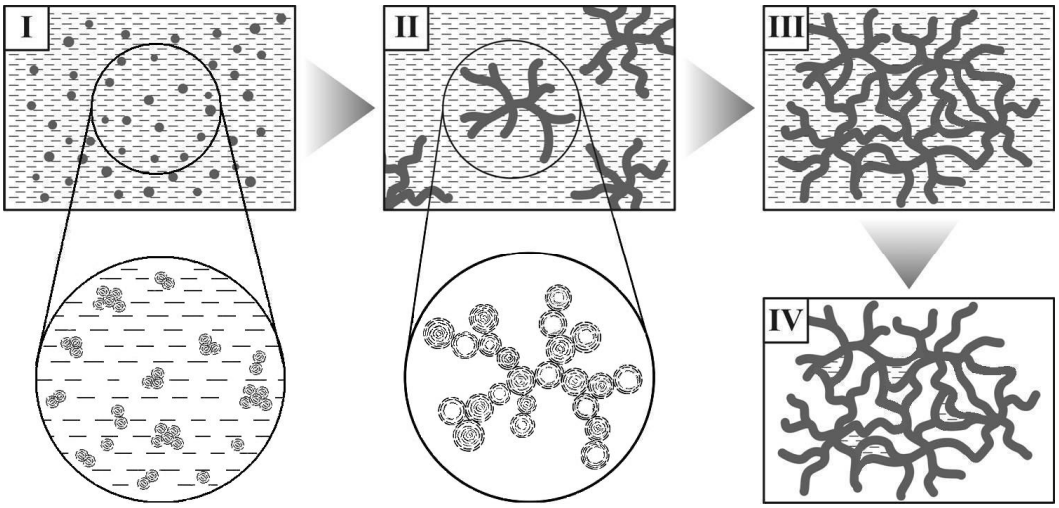


Рисунок 1. Схема кластеризации графеновых фрагментов ШУ при конденсации водной дисперсии. I – разбавленная дисперсия – 0.1 мг/мл, II – дендритные кластеры при концентрировании дисперсии, III- сетка, образованная при концентрировании дисперсии, IV- гель, полученный при высушивании дисперсии. Вода остается в микропорах.

Распределение пор по размерам в углеродной 3-х мерной сетке, образующейся при конденсации водной дисперсии, полученное адсорбционными методами, подтверждает структуру наноразмерных кластеров. Распределение пор характеризуется преимущественным содержанием микро- и субмезопор размером <0.7–5.0 нм [6].

Для описания взаимодействия графенов внутри кластеров ШУ использовали метод Оже спектроскопии в сравнении с фуллеренами, графитом и луковичным углеродом [7]. Правая часть Оже-спектра обусловлена эмиссией электронов из π-зоны и спектры показывают различие в π-зонах этих состояний углерода. Оже-спектр исходного образца ШУ совпадает со спектром фуллерена С60, тогда как спектр кластеров ШУ после водной дисперсии – со спектрами луковичных структур, что свидетельствует о появлении взаимодействия между стабилизированными графенами и подтверждает влияния взаимодействия графен-вода на электронную структуры ШУ. Эти выводы были проверены при введении кластеров непланарных графенов в полиимидную матрицу.

Необычные электронные состояния непланарных графеновых структур в ШУ определяют усиление нелинейных оптических свойств и изменяют параметры фоторефракции при введении кластеров наноуглерода ШУ в полиимидную матрицу [8].

Работа поддержана ОНЗ РАН-5.

Список использованных источников

1. Рожкова Н.Н. Наноуглерод шунгитов. 2011. Петрозаводск: КарНЦ РАН. 100 с
2. Ковалевский В.В. Углеродистое вещество шунгитовых пород: структура, генезис, классификация. Автореферат. д.г-м.н., Сыктывкар. 2007.
3. Алексеев Н.И., Арапов О.В., Бодягин Б.О., и др. //Журн. прикладн. химии. 2006. Т. 79. № 9. С. 1439-1443
4. Castro Neto A.H., Guinea F., Peres N.M.R., Novoselov K.S., Geim A.K.// Rev. Mod. Phys. 2009, **1**, 109
5. Rozhkova. N.N., Gribanov A.V., Khodorkovskii M.A.// Diamond & Rel. Mat. 2007, **16**, 2104.
6. Рожкова Н.Н., Емельянова Г.И., Горленко Л.Е., Грибанов А.В., Лунин В.В. // Физика и Химия стекла.2011. Т.37, №6. С.853-859
7. Рожкова Н.Н. Роль непланарных графеновых частиц в формировании нанокластеров шунгитового углерода.// Сб. докладов конференции посвященной 50-летию института геологии КарНЦ РАН «Геология Карелии от архея до наших дней». 2011. С. 180-187.
8. Каманина Н.В., Шурпо Н.А., Серов С.В., Рожкова Н.Н. //Письма в ЖТФ, 2011, Т37, вып. 20.С.16-21

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РАЗДЕЛЕНИЯ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

А.О. Ромашев[1], В.Б. Кусков[1], В.В. Львов[1], А.В. Бортников [2], А.Д. Самуков[2]

[1]Санкт-Петербургский государственный горный университет, Россия, г. Санкт-Петербург
[2]*ЗАО «НПК «Механобр Техника»,* Россия, г. Санкт-Петербург

Как известно, процесс разделения сыпучих материалов на любых просеивающих аппаратах условно можно разделить на три одновременно протекающие фазы: сегрегация слоя, вибротранспортирование материала и, непосредственно, сам процесс прохождения частиц через разделяющую поверхность. Одновременное эффективное протекание этих трех фаз обеспечит максимально качественное разделение.

В последние годы появилось множество конструктивных решений направленных на интенсификацию процесса грохочение трудногрохотимого, в виду содержания сравнительно большого количества мелких классов, материала. Повышение эффективности в предложенных решениях достигалось в основном за счет применения специальных вибровозбудительных систем (в качестве примера можно привести систему «Kroosh» одноименной фирмы использованную в грохотах «Ultimate Screener») или нестандартных конструкций сеток (например, эластичные сита фирмы «Liwell»). Другими словами наибольшее воздействие оказывалось на фазу прохождения зернами рабочей поверхности.

Между тем, как показывают недавние исследования [1, 3], воздействие на сегрегационную фазу процесса может значительно улучшить качественные показатели процесса. Улучшение достигается за счет того, что мелкие частицы, подвергаясь специально подобранному режиму вибрации, концентрируются в нижних слоях подаваемого на аппарат материала, тем самым повышается вероятность попадания в нижний продукт, в отличие от традиционно применяемых вибрационных грохотов, где, по мнению специалистов, сегрегация ничтожно мала и носит скорее попутный характер. Скорее всего, отсутствие конструкций с ярко выраженной фазой сегрегации связано с необходимостью четко регулирования параметров вибрации, таких как частота и амплитуда колебаний. Так как недостаточная вибрация не приводит к расслоению исходного материала, а слишком интенсивная приводит к тому, что начинает происходить «кипение» подаваемого слоя.

Данную проблему удалось решить сотрудникам ЗАО «НПК «Механобр Техника» в созданном вибрационно-сегрегационном классификаторе (рисунок 1) [2].

Условно рабочую поверхность классификатора можно разделить на две части:

1. Сегрегационная пластина 2, где подаваемый из бункера 1 материал подвергается интенсивной вибрационной сегрегации.
2. Ступенчато-щелевая часть 3, где сегрегированный слой материала делится на верхний и нижний продукты, проходя через каскад отверстий выполненных в виде ступенек с продольными щелями между ними.

Такой способ разделения имеет ряд преимуществ по сравнению с традиционно применяемым. Во-первых, рабочая поверхность выполнена из цельных металлических пластин, что значительно повышает срок службы в сравнении с плетенными металлическими сетками. Во-вторых, такое устройство разгрузочных ступенек позволяет исключить забивание их «трудными» зернами.

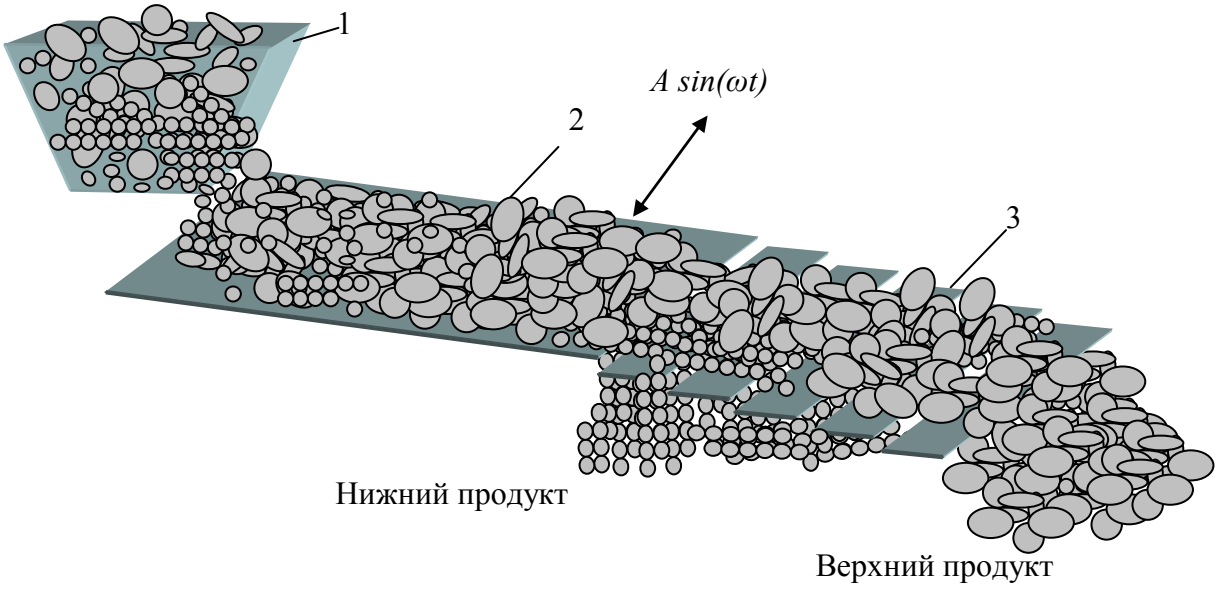


Рисунок 1 . Схема разделения на вибрационно-сегрегационном классификаторе

Такое устройство, к примеру, можно применять при разделении отсевов щебнепроизводства, которых скопилось огромное множество. Хорошо известны технологии, где данные отсевы можно использовать в качестве наполнителя для мелкозернистого цемента, однако согласно ГОСТ количество классов -0,16 мм должно быть не больше определенного количества, определяющимся качеством получаемой продукции (от 5 до 15%).

В строительной индустрии для оценки полноты удаления расчетного класса крупности из исходного материала служит показатель относительной замельченности верхнего продукта. Относительная замельченность рассчитывается как отношение содержания расчетного класса в верхнем продукте к его содержанию в исходном и отражает уменьшение содержания расчетного класса крупности в верхнем продукте по сравнению с содержанием его в питании.

На рисунке 2 приведены экспериментальные данные по разделению отсевов на созданном образце вибрационно-сегрегационного классификатора и на вибрационном грохоте ГИЛ-52 (ячейка сита 0,16 мм) при различных удельных производительностях.

Представленные данные показывают крайне низкую эффективность разделения на ГИЛ-52 по сравнению с вибрационно-сегрегационным классификатором даже на относительно малых производительностях.

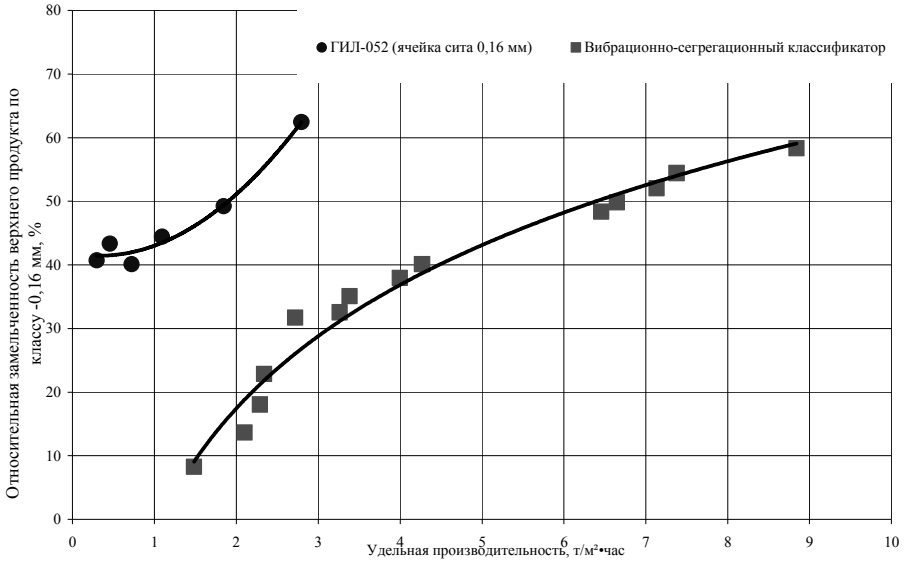


Рисунок 2. Сравнение качественных показателей процесса разделения отсевов щебня на вибрационно-сегрегационном классификаторе и на грохоте ГИЛ-52

Использование вибрационно-сегрегационного классификатора, например, на щебнепроизводящих дробильно-сортировочных заводах позволит решить целый комплекс проблем, связанных с хранением отсевов, а производимый новый вид товарной продукции позволит получить дополнительную прибыль. В совокупности с длительным сроком работы данного аппарата его использование представляется весьма перспективным и экономически целесообразным.

Работа выполнена в рамках государственного контракта № 16.525.11.5001 «Разработка высокоэффективных аппаратов для сепарации полидисперсных минеральных смесей по крупности, обеспечивающих создание унифицированного типоразмерного ряда машин нового поколения для отраслей, перерабатывающих твердые полезные ископаемые» от 25.04.2011 г. и научной школы «Энергоэффективные технологии дезинтеграции и концентрации минерального и техногенного сырья», финансируемой по гранту президента РФ по государственной поддержке ведущих научных школ № НШ-2372.2012.5 от 01.02.12

Список использованных источников

1. Бортников А.В., Исследования модели виброклассификатора (щелевого грохота) / А.В. Бортников, В.Б. Васильков, А.Д. Самуков, А.О. Ромашев // Обогащение руд, 2011. №4. с. 33-36.
2. Арсентьев В.А. и др. Вибрационный классификатор. Патент на изобретение. № 2407600. Опубл. 27.12.2010
3. Арсентьев В. А., Блехман И. И., Блехман Л. И., Васильков В. Б., Феоктистов А. Ю., Якимова К. С. Классификация сыпучего материала в условиях вибрационной сегрегации — устройство, моделирование, эксперимент // Обогащение руд №5, 2010 г.

РЕКОНСТРУКЦИЯ УСЛОВИЙ МИОЦЕНОВОГО ТОРФО- И ЗОЛОТОНАКОПЛЕНИЯ В УГЛЕНОСНЫХ БАССЕЙНАХ ВОСТОЧНОЙ ОКРАИНЫ ЕВРАЗИИ

И.Ф. Савченко[1], А.П. Сорокин[1,2], Т.В. Артеменко[1], Л.П. Носкова[1], И.В. Гиренко[1]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользовпния Дальневосточного отделения РАН (ИГиП ДВО РАН), Россия, г. Благовещенск, e-mail: sav@ascnet.ru

[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Амурский научный центр Дальневосточного отделения РАН (АмурНЦ ДВО РАН), Россия, г. Благовещенск, e-mail: amurnc@ascnet.ru

Потребность в реконструкции условий торфонакопления в угленосных бассейнах, кроме познания генезиса многомиллиардных ресурсов буроугольных месторождений, возникла также в результате обнаружения в углях некоторых месторождений благородных металлов (БМ) и металлов платиновой группы (МПГ) [1, 2]. Указанные авторы считают, что для оценки перспектив благородно-метальной минерализации, важное значение имеет реконструкция условий накопления аномальных концентраций БМ И МПГ в угленосных бассейнах на разных стадиях их развития и при различных по своей природе рудообразующих процессах.

Авторы уже длительное время исследуют явления выяснения закономерностей накопления БМ в угленосных мезозойско-кайнозойских структурах, сформированных в осадочных толщах, при сингенетических условиях торфо- и золотонакопления без участия эндогенных и контактово-метасоматических процессов. Решение этой проблемы предусматривает изучение целого ряда преобразований, происходящих в экзогенных условиях природной среды, обеспечивающих высвобождение БМ, их миграцию и накопление (локализацию). Они включают реконструкцию структурно-палеогеографических условий региона, связь и масштабность процессов выветривания, выравнивания (временных и латеральных) и климатических оптимумов.

Детальные работы по изучению условий высвобождения и накопления Au в угленосных породах проведены на территории Зейско-Буреинского бассейна, для которого характерно многократное проявление в позднем мезозое и кайнозое эпох химического выветривания, глубокий уровень эрозионного среза, в т.ч. разнообразных по составу и по возрасту золоторудных формаций, обеспечивающих относительно быстрое высвобождение Au из коренных источников, что привело к образованию в крупнейших на Дальнем Востоке золотороссыпных структур (поясов) – Южно-Тукурингрского, Гонжинского, Октябрьского, Амуро-Мамынского, Притуранского, Хинганско-Ниманского [3-5].

Пояса сопряжены с Пиканско-Сергеевской, Селемджинско-Ерковецкой и Заитинско-Архаринской угленосными площадями, с целым рядом крупных месторождений, общие ресурсы которых определяются более 12 млрд.т. Указанные площади обрамляют горно-складчатые сооружения, на периферии которых, наряду с углями, локализованы палеогеновые, неогеновые и четвертичные россыпи золота.

В основу реконструкции условий торфонакопления в миоцене рассматриваемого региона использован принцип актуализма в развитии современного болотообразовательного процесса. При реконструкции условий торфонакопления, кроме ведущих факторов болотообразования и свойств торфяников, учитывалось поступательное развитие болот, которое привело к смене низинных болот на верховые. В оценке динамики развития палеоторфяников важное значение отведено склоновым и почвенно-грунтовым водам с растворами органических кислот, минералов, содержащих растворенные металлы. Особенно агрессивны фульвокислоты, которые выщелачивают минералы и металлы, что являются одной из причин образования болотных руд, а накопления БМ и МПГ. При реконструкции

палеоторфяников проведено восстановление, по аналогии с современными, прямые признаки палеоболот и торфяников – мощность залежи, стадийность торфонакопления, возможные проявления болотной солифлюкации, источники и области формирования водно-минерального питания, в том числе наличие БМ И МПГ в области питания и обогащения ими водных потоков.

Мощность палеоторфяников вычислена по концентрации органического вещества (КОВ) угольного пласта (в т/м^3), который рассчитан по данным геологического изучения месторождений, справочных материалов по метаморфизму органического вещества [6-9]. По мощности изучаемого пласта угля и КОВ одного м^3 торфа принятых к расчету типов залежи современных торфяников вычислена мощность палеоторфяника. Для определения КОВ исходного торфа приняты данные [6, табл. 1.3–1.6]. КОВ современных торфяников составляет 0,108-0,123 т/м^3. Величина ежегодного прироста принята равной 0,46 мм в год по [8, 9]. Вычисленные характеристики палеоторфяников некоторых угольных месторождений Востока России приведены в таблице 1.

Таблица 1. Параметры реконструированных палеоторфяников буроугольных месторождений восточной окраины Евразии

Угленосные месторождения	Мощность, м	КОВ		Мощность палеозалежи торфа, м	Усадка залежи в результате диагенеза, м	Длительность торфонакопления, тыс. лет
		угля, т/м^2	исходного торфа, т/м^3			
Ланковское (Магаданская область)						
участок Северный	18,7	0,617	0,108	106,8	88,1	232,2
участок Южный	15,9	0,617	0,108	90,8	74,9	197,4
Мелководненское (Магаданская область) пласт Мерзлый мощностью:						
максимальной	26,7	0,575	0,108	142,1	115,2	308,9
минимальной	6,1	0,575	0,108	32,5	26,4	70,7
Свободное (Верхнее Приамурье), (скв. № 174)	24,0	0,567	0,110	123,6	99,6	268,7
Сергеевское, (Верхнее Приамурье) (пласт 1 с максимальной мощностью)	10,2	6,647	0,110	60,0	49,8	130,4
Тыгдинское (Верхнее Приамурье), с пластовой мощностью:	14,0	7,7	0,110	70,0	56,0	152,2
средней максимальной	30,2	16,6	0,110	150,9	120,7	328,0

Из таблицы следует, что исходные для углей торфяники имели значительную мощность, а болота занимали обширные территории рассматриваемого региона. Такие торфяники можно сравнивать с месторождением торфа «Филиппи» в Греции, у которого торф прослежен до глубины 200 м. Возникновение этого болота относят к рисс-вюрмскому времени со средним приростом торфа 0,46 мм в год [8].

На юго-восточной окраине Евразии установлены торфяники мощностью до 12,5 м, площадью от 50 до 370 кв. км. В реконструированной толще палеоторфяников по показателям величины

зольности изучаемых углей выделяются отложения, которые можно аппроксимировать с типами болотообразовательного процесса. Например, в скважине 220 Свободного месторождения (Верхнее Приамурье) в 12,4 метровом пласте II выделяется 11 перемежающихся слоев разной зольности. Пять из них имеют зольность от 8,9 до 11,9%, четыре слоя - 12,6 – 16,1%, один (1,0 м) – 24,7%, а углистая глина - 80,9%. Отсюда следует, что в накоплении этой торфяной толщи 1, 3, 5, 10 слои относятся к переходному типу торфа, а остальные – к низинному, при этом четвертый слой формировался в условиях значительного привноса ила, что может быть обусловлено затоплением торфяников.

Прямые признаки палеоболот можно использовать при анализе истории развития месторождения бурых углей, в частности Свободного буроугольного месторождения. Основной пласт - II на северо-западном участке простого сложения, с максимальной мощностью 24 м. К юго-востоку от р. Нылга он разделяется на несколько пластов. Перепад высот почвы пласта у разрывного нарушения достигает 38 м на расстоянии 2 км. Учитывая, что выделенные пласты IV, III и I (снизу вверх), соединяются с основным пластом II, можно сделать вывод о непрекращающемся процессе заболачивания северо-западной части месторождения и о пяти этапах погружения юго-восточного фланг. Единый торфяной массив в зоне разрывного нарушения к моменту первого погружения имел мощность около 24 м. Толща терригенных осадков, компенсирующих погружение, составила 2,1 м, после чего начался этап заболачивания, длившейся 25-27 тыс. лет и приведший к накоплению 12,4 м торфа, который затем сменился очередным погружением. Это погружение характеризуется отложениями илов 4,7 м. На этих наносах вновь развился торфяник общей мощностью 47 м с высокозольным прослоем. Длительность этого периода составила 105 тыс. лет. Очередное погружение привело к накоплению 10,2 м илов. Оно вновь сменилось периодом относительной стабилизации длительностью 45-47 тыс. лет, вплоть до накопления торфяной залежи 22 м мощностью, из которой сформировался пласт I.

Анализ реконструированной толщи палеоторфяника показывает, что болотообразование протекало при погружении юго-восточного фланга месторождения, изменении величины стока и смене низинных болот на переходные.

Список использованных источиков

1. Кузьминых В.М., Сорокин А.П. Миграция и накопление золота при гипергенных процессах // Вестн. ДВО РАН, 2004, № 2, с. 113-119.
2. Середин В.В. Распределение и условия формирования благородно-метального оруденения в угленосных впадинах./ Геология рудных месторождений. Т 49. № 1, 2009. С. 3-36.
3. Сорокин А.П., Кузьминых В.М., Рождествина В.И. Золото в бурых углях: условия локализации, формы нахождения, методы извлечения // ДАН, 2009, том 424, № 2, с. 239-243.
4. Рождествина В.И., Сорокин А.П. Первые находки самородных палладия, платины, золота и серебра в бурых углях Ерковецкого месторождения (Верхнее Приамурье)// Тихоокеанская геология. 2010. Т. 29, № 6. С. 26-38.
5. Сорокин А.П., Глотов В.Д. Золотоносные структурно-вещественные ассоциации Дальнего Востока. Владивосток: Дальнаука, 1997. 304 с.
6. Справочник по торфу / Под ред. А.В. Лазарева, М. «Недра». 1982. С. 6-40.
7. Васильев И.А., Капанин В.П. и др. Минерально-сырьевая база Амурской области на рубеже веков. Благовещенск. 2000. 168 с.
8. Торфяные ресурсы мира./Справочник под ред. А.О. Оленина. М., Недра. 1988. 383 с..
9. Короткий А.М., Лобанова Л.А. О скорости и условиях голоценового торфонакопления на Дальнем Востоке/ В кн. Палеогеографический анализ и стратиграфия антропогена Дальнего Востока. Изд-во: ДВНЦ АН СССР, Владивосток, 1983. С.109-119.

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ, СТРУКТУРЫ И ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ ПРИ ВЗАИМОДЕЙСТВИИ С РАЗЛИЧНЫМИ РАСТВОРИТЕЛЯМИ

А.Л. Самусев[1,2], В.Г. Миненко[1], Е.В. Копорулина[1], Е.Л. Чантурия[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: andrey63vzm@mail.ru
[2] Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение «Московский государственный горный университет», Россия, г. Москва, e-mail: elenachan@mail.ru

Прогресс современной добычи и переработки цветных, благородных и редких металлов тесно связан с развитием и совершенствованием гидрометаллургических методов извлечения ценных компонентов из рудного сырья.

В связи с резким снижением в последние годы запасов руд и содержания в них цветных, благородных и редких металлов высокое извлечение последних невозможно обеспечить без развития и совершенствования гидрометаллургических процессов, перспектива и преимущество которых в сравнении с другими методами переработки рудного сырья, заключается в возможности комплексного извлечения ценных компонентов из бедных и труднообогатимых руд при высоких экономических и экологических показателях.

Наиболее важную роль в гидрометаллургических процессах играют физико-химические свойства водных систем, обеспечивающие заданные параметры процесса. Необходимо отметить, что одним из наиболее эффективных способов регулирования кислото-основных и окислительно-востановительных свойств, ионного состава и газонасыщения водных систем является электрохимическая обработка

В связи с этим, целью данной работы было изучение механизма нарушения химической устойчивости основных сульфидных минералов медно-цинковой руды в условиях воздействия электрохимически обработанных подотвальных подотвальных вод на основе исследования кинетики растворения минералов, химического состава и структуры их поверхности, удельной поверхности минералов, изучения продуктов их растворения и последующей кристаллизации (новообразованных фаз) из продуктивных растворов.

В результате проведения экспериментов установлено увеличение скорости растворения халькопирита, сфалерита и пирита при использовании продукта электролиза подотвальных вод в 2,8 – 7,3 раза, по сравнению с сернокислотным раствором.

Установлен механизм воздействия электрохимически обработанных подотвальных вод, характеризующийся высокой концентрацией кислорода и активного хлора.

В результате экспериментального изучения удельной поверхности, объема и размера пор, подтверждены ранее полученные сведения о высокой степени химической активности электрохимически обработанных подотвальных вод по отношению к сульфидным минералам, заключающее в увеличении удельной поверхности в 1,4 – 5,6 раз, объема пор – в 1,4 – 6,0 раз, размера пор в 1,05 –1,5 раза, по сравнению с раствором серной кислоты.

Работа выполнена при поддержке ведущей научной школы НШ 3184.2010.5 под руководством академика РАН В.А. Чантурия

ВЛИЯНИЕ СПОСОБА ДРОБЛЕНИЯ НА ГРАНУЛОМЕТРИЮ, ФОРМУ ЧАСТИЦ И СОСТОЯНИЕ ПОВЕРХНОСТИ МИНЕРАЛОВ НА ПРИМЕРЕ КВАРЦА

Л.С. Скамницкая, Т.П. Бубнова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

В рамках поисковой работы выполнены сравнительные исследования по дезинтеграции кварца различных генетических типов и направлений использования (жильный молочно белый - Хизоваара, Майское, Меломайс; пегматитовый Куйваниеми, Корпиярви; сливные кварциты - Степаново озеро). Использованы методы механического, термического и электрогидродинамического (ЭГД) дробления.

Исследования проведены для выяснения возможностей использования этих методов для решения технологических задач при подготовке кварцевого сырья к обогащению, в т.ч. влияние способа дробления на гранулометрию, форму частиц и состояние поверхности зерен кварца. Для анализа использовано современное оборудование:

- лазерный анализатор поверхности Color 3D Laser Microscope VK-9710K Япония,
- лазерный сканирующего микроскопа VEGA II LMU с анализатором INCA Energy 350
- лазерный анализатор частиц LS 13 320 фирмы «BECKMAN COULTER, США

Механическое дробление осуществлялось в щековой дробилке ДЩ 60х100 конструкции ОАО «Механобр-Техника» одноразовым пропусканием

Термодробление проведено на кусках кварца 60х30 мм, которые подвергли нагреву в муфельной печи до температуры 650-700°С, выдержали при этой температуре 1 час, с последующим быстрым охлаждением в жидкой среде - воде с температурой 10-12°С. Затем материал дробили, как описано выше.

ЭГД-дробление осуществлялось на лабораторной установке ПетрГУ с размерами разрядной камеры: диаметр 0,06 м, высота 0,08 м.

Визуальное сравнении материала подготовленного разным способом показало, что по сравнению с механическим и ЭГД-дроблением, при термообработке меняется цвет кварца. При ЭГД–дроблении кусочки кварца и зерна имеют более округлую форму агрегатов.

Гранулометрия дробленного материала

Полученные данные показывают, что при механическом и термодроблении кривые распределения имеют сходный характер. Термодробление увеличивает выход мелкой фракции (рисунок 1).

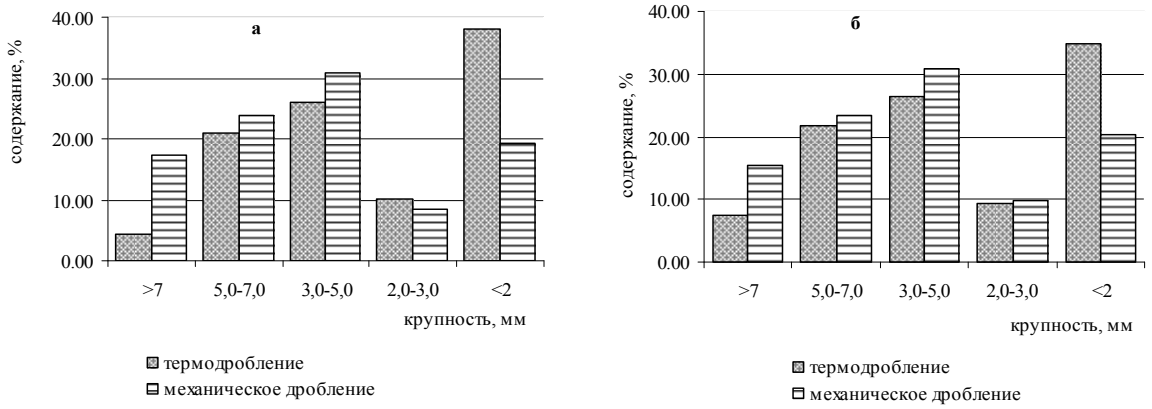


Рисунок 1. Гистограммы распределения крупности зерен кварца различных генетических типов: а - сливной кварцит, б - жильный кварц

Сравнение дробимости сливных кварцитов разными методами показывает, что характер распределения материала в крупке ассиметричный, логнормального типа для крупки, полученной механическим и термодроблением. Около 90% частиц приходится на классы крупности в пределах 100-2000 мкм. Наличие вершин в области 150 и 600 мкм соответствуют, по-видимому, размерам микроблоков кварца. Распределение размеров зерен в крупке после ЭГД-дробления нормальное (рисунок 2).

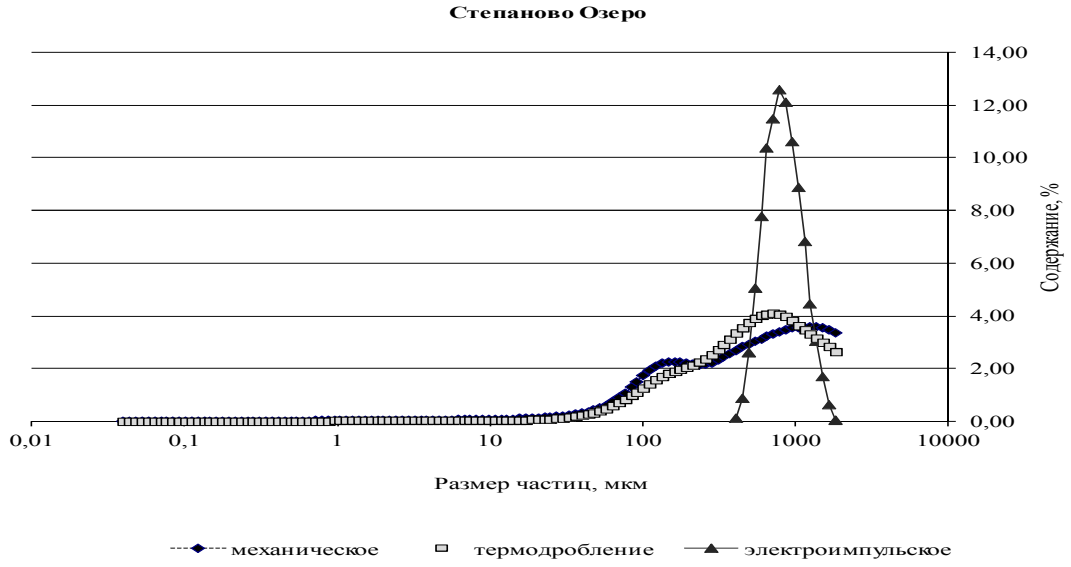


Рисунок 2. Сравнительный грансостав кварца, дезинтегрированного разными методами

Форма зерен кварца при ЭГД-дроблении частично окатанная, микро трещиноватость слабая, дезинтеграция идет по крупным трещинам и границам срастаний (рисунок 3).

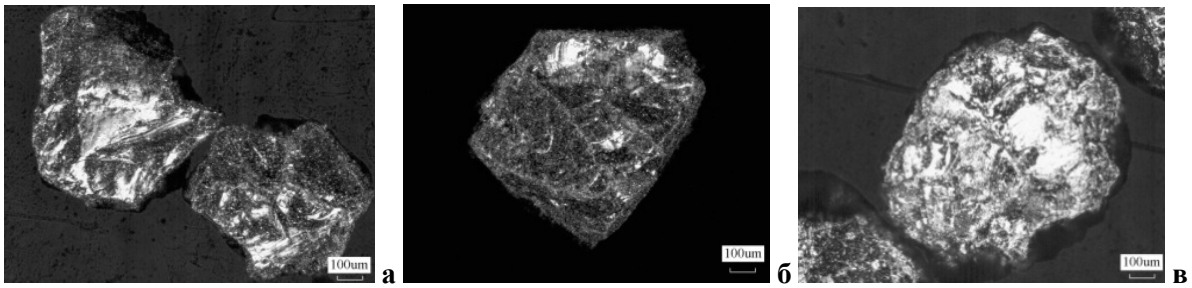


Рисунок 3. Форма зерен после ЭГД- дробления: а - Хизоваара, б - Куйваниеми, в - Степаново озеро. Микрофото с лазерного анализатора поверхности Color 3D Laser Microscope VK-9710K Япония

Термодробление резко повышает природную макро- и микротрещиноватость кварца, что способствует разупрочнению и увеличению потерь кварца со шламами и вторичному шламообразованию в процессе обогащения (рисунки 4, 5).

Состояние поверхности зерен кварца после дробления иллюстрируется рисунками 6, 7, 8.

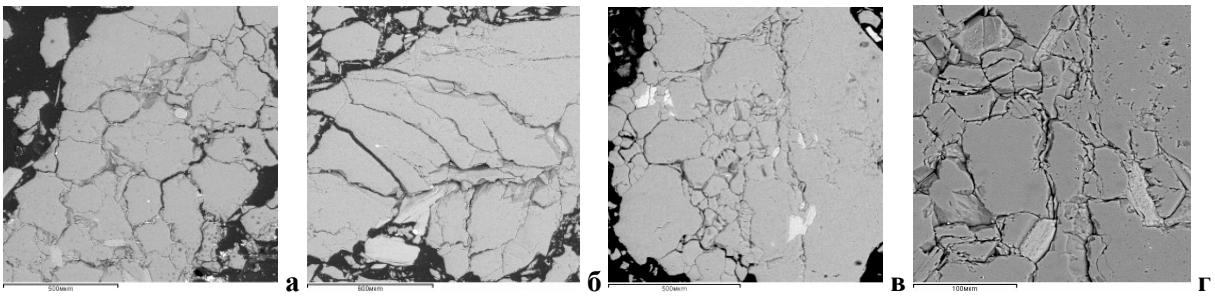


Рисунок 4. Трещиноватость частиц при термодроблении: а, б - Степаново озеро; в, г – Меломайс. Микрофото со сканирующего микроскопа VEGA II LMU с анализатором INCA Energy 350

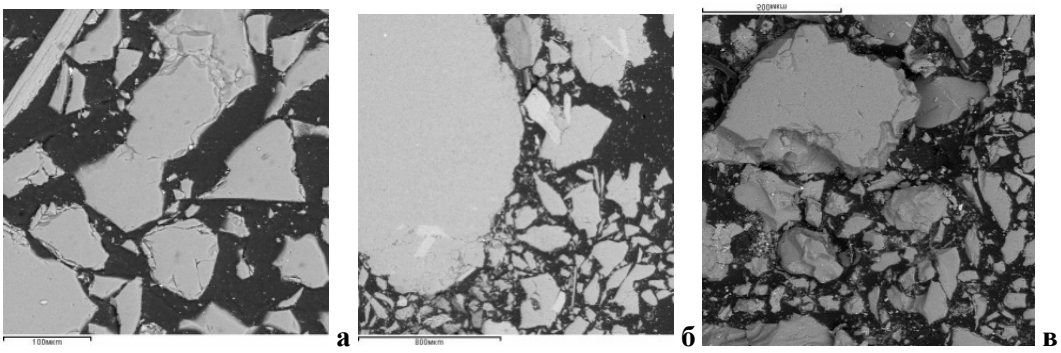


Рисунок 5. Микрофото частиц при механическом дроблении: а, б - Степаново озеро; в - Меломайс со сканирующего микроскопа VEGA II LMU с анализатором INCA Energy 350

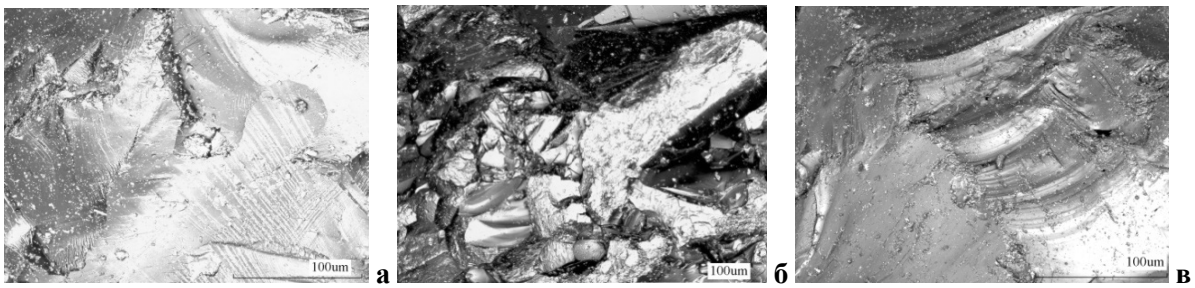


Рисунок 6. Микрофото поверхности зерен кварца после ЭГД дробления: а – Хизоваара; б – Степаново озеро; в – Куйваниеми

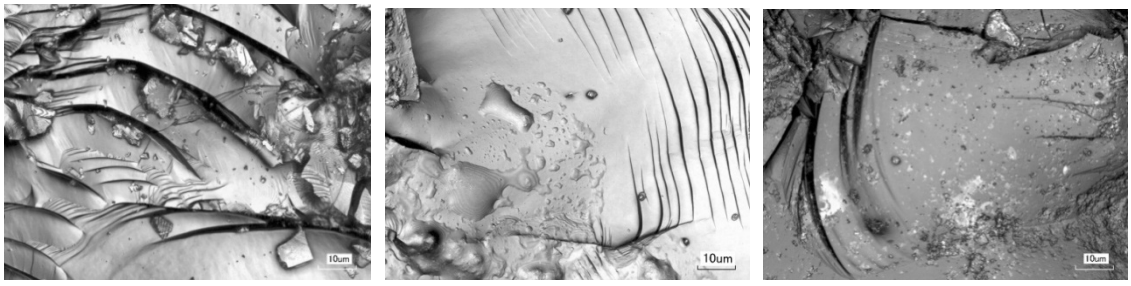
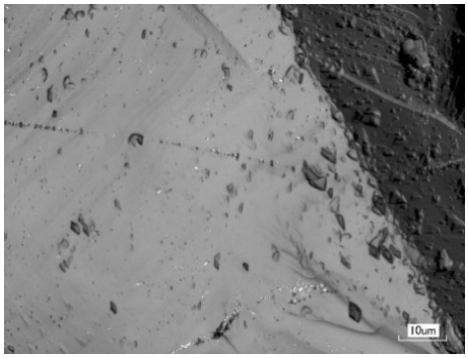


Рисунок 7. Микрофото поверхности жильного кварца м. Майское после термодробления



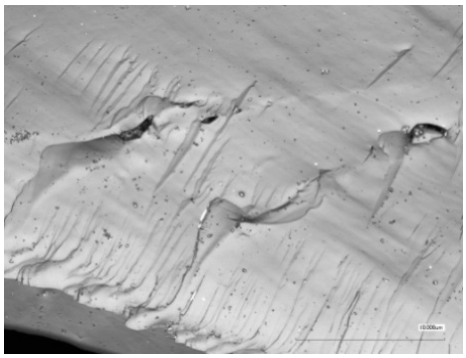


Рисунок 8. Микрофото поверхности жильного кварца м. Майское после механического дробления

Сравнение методов дробления кварца показывает, что ЭГД-метод дробления кварца оказывается достаточно размерноселективным, не дает переизмельчения и может быть использован для получения крупки с заданными размером, но достаточно энергоемкий.

При термодроблении проявляется значительная микротрещиноватость, что предопределяет увеличение потерь в ходе технологического процесса.

Работа выполнена при поддержке Программы Президиума 27-9

СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ РУДЫ ДЛЯ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

П.В. Федотов

Иркутский государственный технический университет, Россия, г. Иркутск

Постоянно совершенствуя технику и технологию подготовки сырья к обогащению, инженеры всех стран стараются в основном решить одну задачу – снизить огромные энергозатраты на данном переделе.

Всем известно, что минимум энергии требует разрушение материала посредствам его растяжения, но реализовать данный способ на практике, наладив беспрерывную переработку, не удалось и по сей день. Следующим по величине энергозатрат идет срезание, при котором основным напряжением является сдвиговое.

И наконец, самым энергозатратным способом является раздавливание, использующее сжатие, как вид деформации. Но, к сожалению, традиционные способы разрушения, а именно стадиальное дробление в дробилках, и измельчение в мельницах, используют именно этот способ разрушения.

Другой не менее важной причиной низкой эффективности процессов рудоподготовки является то, что они базируются на положениях классической механики. При этом основная задача разрушения руды - превысить предельные прочностные характеристики материала. Понятно, что такая постановка задачи приносит только увеличивающиеся затраты энергии. Все реже при решении задач разрушения материала инженеры вспоминают основной закон проектирования схем – «не дробить ничего лишнего».

Кроме выше указанных причин нерационального ведения дезинтеграции минералов следует выделить невозможность, а иногда и не желание точно посчитать, спрогнозировать затраты при том или ином методе разрушения. Все подсчеты по энергозатратам сводятся к эмпирическим зависимостям, которые пригодны только для определенных методов

разрушения и самое главное определенных видов разрушаемого материла. Не существует универсальных способов или законов, позволяющих определить затраты энергии не зависимо от того, в каком мы аппарате разрушаем материал.

Все это уводит исследователей от основной задачи рудоподготовки - максимально раскрывать минералы при минимуме вновь образованной поверхности.

Постоянные поиски более совершенных машин приводят к применению ранее не известных в горно-перерабатывающей отрасли аппаратов и способов разрушения материла. Способ практической реализации разрушения кусков руды в прокатных валках, разработан в 1977 году доктором Клаусом Шонертом, который был награждён в 1988 году премией “Гаудин” Американского Института Инженеров Обогатителей за данное изобретение, признанное “революционным” в своей отрасли.

Благодаря эффекту «межчастичного разрушения» роллер пресс производит более тонкий продукт, чем традиционные валковые дробилки, при этом в кусках накапливается большое количество микротрещин. Процесс показывает более высокий коэффициент измельчения.

Данные аппараты были установлены по проектам ТОМС на горно-обогатительном комбинате, на месторождении «Западное» (Россия), производительность фабрики 1 млн. тонн руды в год (RP 5-100/90), аппарат установлен на третеьей стадии дробления перед шаровым измельчением с циркуляцией продукта +1 мм, а так же установлен на горно-обогатительном комбинате «Васильковский» (Казахстан), производительность фабрики 8 млн. тонн руды в год (2 штуки - RP 16-170/180), после трех стадий дробления, продукт крупностью +1,5 мм возвращается в роллер-пресс для додрабливания.

На сегодняшний день возрастает актуальность переработки труднообогатимого минерального сырья. К такому типу сырья можно отнести различные упорные золотосодержащие, полиметаллические руды и концентраты, окисленные и техногенные руды, а также некоторые продукты металлургии. Переработка данных продуктов по традиционным схемам требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат и не всегда обеспечивает высокий уровень извлечения ценных компонентов в товарную продукцию. Таким образом, значительное количество руд и металлургического сырья не перерабатывается или перерабатывается неэффективно.

Одним из перспективных способов, позволяющих организовать рентабельную переработку упорных руд, является ультратонкое измельчение продуктов до крупности менее 1-10 мкм. При измельчении до таких размеров значительная доля материала переходит в область микро- и наночастиц. Это приводит к изменению свойств сырья, и появляется возможность эффективного извлечения ценных металлов.

Долгое время сдерживающим фактором для развития микро- и нанотехнологий в обогащении и металлургии являлось отсутствие надежного оборудования для ультратонкого измельчения. Это связано с тем, что классические способы измельчения в горизонтальных и вертикальных шаровых мельницах подошли к своему естественному экономическому и технологическому барьеру, когда размер измельчаемых частиц уменьшается незначительно, зато экономические затраты возрастают экспоненциально.

В настоящее время промышленное оборудование для ультратонкого измельчения выпускается на нескольких крупных заводах (бисерные мельницы), и уже положительно зарекомендовало себя на рынке различных технологий. Одной из наиболее эффективных конструкций бисерных мельниц является вертикальная мельница Deswik (производительность до 100 т/ч, объем до 5 м^3). Данный тип мельниц потребляет в два раза меньше энергии, чем ее аналоги, при этом удельная производительность значительно выше.

Данные мельницы были установлены ТОМС на горно-обогатительном комбинате «Васильковский» (Казахстан), они применяются при доизмельчении концентрата центробежной сепарации.

Применение современных аппаратов для дезинтеграции материала, позволило значительно улучшить ТОМС экономические и технологические характеристики переработки сырья.

К ВОПРОСУ О ПРАКТИЧЕСКОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ БИТУМОЛИТОВЫХ ПОРОД ПАЛЕОПРОТОРОЗОЯ

М.М. Филиппов, В.И. Кевлич

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск, e –mail: Kevlich@krc.karelia.ru

Впервые проблема получения концентратов шунгитового вещества (ШВ) была поставлена в 1931-1932 гг. при обогащении шунгита Шуньгского месторождения. В институте «МЕХАНОБР» испытания включали операцию дробления, измельчения и комплекс методов обогащения: ручную разборку, отсадку, обработку на концентрационных столах, флотацию. Концентраты с заданной зольностью (10-15%) не были получены. В институте Прикладной химии проводились исследования по обогащению разогретого шунгита путем воздействия на него газообразного хлора. Были получены продукты обогащения, которые содержали 11,06% золы. В 1984 г. в опытах по обогащению максовитов Зажогинского месторождения использовали уже более сложную, дорогостоящую и экологически небезопасную методику обогащения (автоклавирование в щелочной среде и также термообработку). В 2000 г. исследована возможность применения МГС-сепарации и индукционного радиорезонансного метода, однако их зольность концентрата остается высокой. По мнению авторов данной работы, концентраты ШВ можно получать путем обогащения битумолитовых пород (песчаников, туфопесчаников, алевролитов, брекчированных доломитов и лидитов), в которых ШВ представлено антраксолитом и занимает в них либо поровое пространство, либо выступает в качестве цемента брекчий. В данном случае минеральное вещество вмещающей породы химически не связано с ШВ, т. е. возможно их разделение в процессе дробления. Необходимость продолжения технолого-минералогического изучения битумолитовых пород обусловлена ранее выявленной неоднородностью свойств антраксолитов разных проявлений: по составу, по уровню метаморфизма, особенностям флюидов, транспортирующих углеводороды (цемент), наконец, окисленности. В докладе на примере антраксолита из свиты мичигамм (США, штат Мичиган, Канадский щит, палеопротерозой) приведены некоторые характеристики окисленных антраксолитов, которые оказывают влияние на их поведение в процессах обогащения.*

Мичиганский антраксолит (фото) состоит из обломков, сцементированных в основном кварцем и слюдой, тонко перетертым ШВ матово-черного цвета. Размеры обломков от 3.0х2,5 мм до 2,5х1,8 мм. Обломки антраксолита в центральных частях имеют серый графитовый блеск; краевые зоны обломков, контактирующие с цементом, отличаются цветом, разрыхленным состоянием и составом. Для исследований состава и структуры, определяющих технологические свойства антраксолитов, были изучены аншлифы, выделены и подробно изучены мономинеральные фракции.

Подготовка пробы включала дробление и измельчения образца до крупности -1мм, обработку ультразвуком в течение 1мин, мокрый рассев на сите 0,1 мм, отбор отдельных зерен под микроскопом размером -1 мм+0,1 мм матовых (рыхлых) и плотных. Вариации плотности матовых зерен антраксолита от 2,0 до 2,29 г/см^3 за счет включений минералов, входящих в цемент. Это существенно выше по сравнению с неизмененными (плотными) зернами (2,12 ± 0,01 г/см^3).

Для исследования антраксолита использовались оптические методы, лазерный сканирующий микроскоп VK 9700-10K Generatin (увеличение от 3000 и до 180000 раз), микрозонд VEGA II LSH (фирмы Teskan) с энергодисперсионным микроанализатором INCA Energy 350 (фирмы Oxford instruments) и рамановский спектрометр ALMEGA XR, термографический анализ.

В неизмененных частях обломков углерод распределен равномерно, его содержание высокое (таблица 1). В краевых зонах обломков отмечаются тонкодисперсные включения кварца, слюды и гидрооксидов. Здесь пониженное содержание углерода и повышенное - кислорода в сравнение с неизмененным антраксолитом.

---

* Образец антраксолита был передан в 2009 г. Д.Оякангасом.

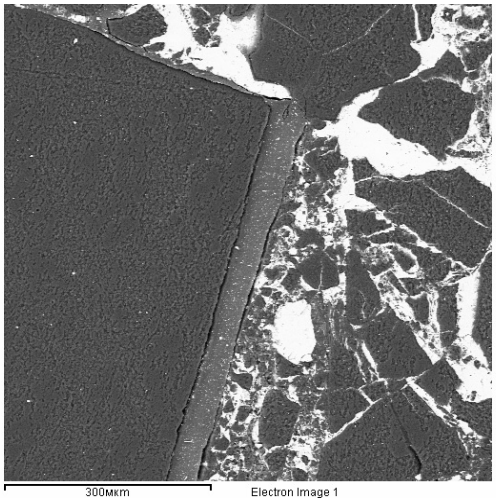


Рисунок. Фото с микроскопа Teskan. Антраксолит свиты мичигамм измененный (левая часть) и окисленный

Таблица 1. Состав мичиганского антраксолита,%

Элементы	Неизмененный		Окисленный	
	Весовые	Атомные	Весовые	Атомные
C	95.69	96.82	78.57	83.22
O	4.07	3.09	20.72	16.48
S	0.24	0.09	0.45	0.20
Cl	-	-	0.25	0.09
Итого	100	100	100	100

Для рентгеноструктурного анализа антраксолит подвергался химической обработке фтористоводородной кислотой для выщелачивания тонкодисперсного кварца. Разные области мичиганского антраксолита отличаются (таблица 2) лишь по величине среднего расстояния между графеновыми плоскостями. По сравнению с шуньгским антраксолитом толщина пачек графеновых слоев у мичиганского антраксолита выше.

Таблица 2. Основные параметры молекулярной структуры мичиганского антраксолита

Антраксолит	Положение диффузионного максимума	$d_{(002)}$, нм	L_c, нм
Мичиганский, неизмененный	25,3^o	0,351	2,33
Мичиганский, окисленный	25,5^o	0,349	2,36
Шуньга		0,350	1,4

По данным Рамановской спектроскопии (таблица 3) окисленные и неокисленные области мичиганского антраксолита отличаются между собой дефектностью графеновых слоев и величиной I(D3)/I(G) и I(D4)/I(G). То есть, с высокой вероятностью, кислород входит в молекулярную структуру антраксолита. Мичиганский антраксолит по этим параметрам контрастно отличается от шуньгского, но практически совпадает с максовским антраксолитом.

По данным термографии, при окислении мичиганского антраксолита меняется форма кривой ДТА, увеличивается температура основного максимума (соответственно 589 и599^{o}C), несколько уменьшается температура выгорания углерода (720 и 709 ^{o}C).

По содержанию малых элементов разные области мичиганского антраксолита также отличаются (таблица 4): биофильными - V , Mo и литофильными – Ti, Fe, Rb, Sr, элементами. По содержанию биофильных элементов мичиганский антраксолит близок к антраксолитам-пиронафтоидам Карелии.

Таблица 3. Некоторые параметры Рамановских спектров антраксолитов

Антраксолит	I(D1)/I(G)	I(D3)/I(G)	I(D4)/I(G)
Мичиганский, не окисленный	2,028	0,24	0,22
Мичиганский, окисленный	2,91	0,44	0,13
Шуньгский	0,81	0,02	0,0
Максовский	2,51	0,27	0,15

Таблица 4. Содержание малых элементов в мичиганском антраксолите, г/т.

Антраксолит	Sc	Ti	V	Fe	Ni	Cu	Zn	As	Rb	U	Sr	Mo
Мичиган неизмененный	0,47	101,8	55,04	931,4	106,3	12,79	8,79	26,98	3,76	0,07	12,24	0,84
Мичиган, окисленный	1,85	447,0	238,12	2805,0	88,1	26,87	11,68	26,40	29,58	0,13	6,31	3,60

Выделение монофракций антраксолита, осуществлялось в тяжелых жидкостях с плотностью 2,1-2,2 г/см^3. При этом в легкую фракцию переходит неокисленный антраксолит, а в тяжелую - кварц, эпидот, полевой шпат, слюда и частично зерна окисленного антраксолита. Полученные данные указывают на то, что при использовании традиционных методов обогащения битумолитовых пород, выход концентрата будет существенно зависеть от соотношения окисленного и неокисленного антраксолита.

ТЕХНОЛОГО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩИХ ПОРОД ВОСТОЧНОГО ЗАБАЙКАЛЬЯ

А.Н. Хатькова, К.К. Размахнин

ФГБОУ ВПО Забайкальский государственный университет, Россия, г. Чита

Цеолитсодержащие породы, в своем большинстве, в качестве вредных примесей содержат минеральные фазы железа и монтмориллонита, которые обычно образуют сростки с цеолитовыми и породообразующими минералами, или разного рода включения в них. В обоих случаях их присутствие негативно влияет на эффективность обогащения цеолитсодержащих пород и качество получаемых концентратов.

Следовательно, для создания эффективных технологий переработки цеолитсодержащих пород необходимы сведения о минеральных формах вхождения железа и монтмориллонита, характере их распределения и взаимоотношения со слагающими породу минералами.

Железо является единственным из примесных элементов, которое образует как самостоятельные минеральные формы, так и изоморфно входит в структуру породообразующих минералов. Определение железа в цеолитсодержащих породах необходимо не только для характеристики их состава, но и для последующего выбора технологических операций, включаемых в схему переработки.

Для изучения форм вхождения железа и монтмориллонита в состав цеолитсодержащих пород использовался метод мессбауэровской спектроскопии, являющийся наиболее чувствительным и достоверным методом технологической минералогии.

Объектами исследования являлись образцы цеолитсодержащих пород Шивыртуйского, Холинского, Бадинского и Талан-Гозагорского месторождений.

Мессбауэровские спектры образцов цеолитсодержащей породы Талан-Гозагорского показали наличие монтмориллонита, имеющего в своей структуре несколько неэквивалентных положений, т.е были обнаружены две разновидности монтмориллонита, которые отличались по параметрам

мессбауэровских спектров. В цеолитсодержащих породах Бадинского и Холинского месторождений дублеты спектров соответствуют ионам Fe^{3+} октаэдрической координации и относятся к монтмориллониту. Состав монтмориллонита цеолитсодержащих пород Холинского месторождения иной и локальные искажения октаэдров в нем также иные. Несколько большая величина резонансного эффекта по отношению к цеолитсодержащим породам Бадинского месторождения свидетельствует о большем содержании железа.

Мессбауэровские спектры образцов цеолитсодержащей породы Шивыртуйского месторождения показали наличие в них гематита, железистых силикатов и монтмориллонита, при этом величина резонансного эффекта находится в соответствии с содержанием общего железа.

Анализ проведенных исследований показал, что цеолитсодержащие породы имеют сложный состав, из железосодержащих минералов в них распространен гематит с высоким содержанием и различной дисперсности (породы Талан-Гозагорского месторождения), с меньшим содержанием гематита (породы Бадинского месторождения), еще меньшим (породы Шивыртуйского месторождения) и полным отсутствием (породы Холинского месторождения). В цеолитсодержащих породах Талан-Гозагорского месторождения встречен гидрогетит, в породах Шивыртуйского месторождения - оливин и хлорит. Железистый монтмориллонит присутствует во всех образцах. Наибольшее содержание железа отмечено в породах Талан-Гозагорского месторождения, причем большая его часть связана с гематитом.

Поскольку величина резонансного эффекта пропорциональна содержанию железа общего, то о железистости монтмориллонитов можно судить по этому параметру. На рисунке приведена эта зависимость для исследованных цеолитсодержащих пород.

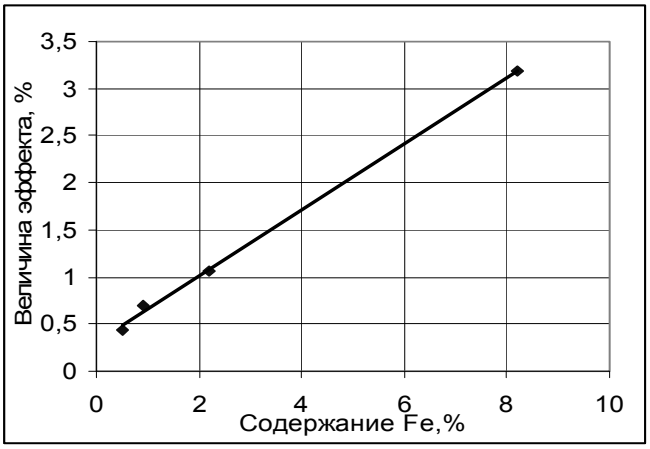


Рисунок. Зависимость величины резонансного эффекта от содержания Fe в образцах

Таким образом, проведенные исследования с помощью мессбауэровской спектроскопии показали, что цеолитсодержащие породы Шивыртуйского, Холинского, Бадинского и Талан-Гозагорского месторождений имеют сложный минеральный состав, включающий как оксиды, гидроксиды железа, так и монтмориллонит различного состава, исходя из сложного характера распределения железа в его структуре. Согласно полученным данным железо и монтмориллонит в цеолитсодержащих породах находятся в виде самостоятельных примесей, а не в полостях цеолита, что позволит удалить большую их часть с применением методов обогащения, исключая кислотную обработку.

На основании полученных результатов и ранее проведенных работ авторами разработана технология обогащения цеолитсодержащих пород, позволяющая удалить примеси железа, выделить моноцеолитовую фракцию и получить глинистый продукт, состоящий преимущественно из монтмориллонита.

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ АНАЛИЗОВ С ЦЕЛЬЮ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАНИЦЫ КРИТИЧЕСКОГО ПЕРЕХОДА МИНЕРАЛА В НЕОБОГАЩАЕМЫЙ КЛАСС КРУПНОСТИ.

А.Н. Храмов

Государственное образовательное бюджетное учреждение высшего профессионального образования «Забайкальский государственный университет» (ФГБОУ ВПО ЗабГУ), Россия, г.Чита, e-mail: khramov.a53@mail.ru

Основным обстоятельством, определяющим необходимость развития глубокой переработки минерального сырья, включая и методы исследований и обработки результатов количественных минералогических анализов, является планомерное снижение качества минерального сырья.

Обоснование, выбор схемы и выявление оптимальных параметров подготовительных процессов перед обогащением минерального сырья являются сложнейшей задачей со многими неизвестными, требующей внимательного сопоставления многих, часто противоречивых данных и постановки многочисленных экспериментов.

Исследованием руд по выбору оптимальной крупности подготовительных процессов занимаются множество зарубежных и отечественных ученных, которыми используются несколько известных способов и методик (Храмов А.Н., ГИАБ 2011). Основной недостаток, которых заключается в том, что выбор оптимальных параметров разрушения руды и степени раскрытия ценного минерала от продолжительности или степени разрушения по математическим моделям, имеющим пропорциональную зависимость, не представляется возможным по причине отсутствия экстремумов. Т.е. определяется динамика процесса и категория (класс) дробимости, измельчаемости или раскрываемости, но не числовое значение оптимальных параметров разрушения.

Известно, что область оптимальных параметров подготовительных процессов (дробления, измельчения) руды характеризуется максимальной степенью раскрытия и минимальной степенью перехода ценного минерала в необогащаемый (труднообогатимый) класс крупности для того или иного обогатительного метода или аппарата.

Любая руда в общем виде представлена классами крупности, существенно отличающимися друг от друга и требующими различных подходов к их разделению, количество их - технологических классов - шесть (включая необогащаемый класс - НК). Общая схема обогащения должна состоять из пяти стадий, в каждой из которых выделяется и обогащается один из указанных классов, при этом удаляется необогащаемый мелкий класс (Козин В.З., Плаксинские чтения 2010). Кроме того, обычно для каждого обогатительного аппарата существует свой диапазон крупности исходного питания (машинный класс), определяемый его технологическими возможностями.

Представляется, что одним из перспективных подходов для выполнения известного требования «не дробить ничего лишнего» - актуального сегодня как по экономическим, так и по технологическим соображениям (с точки зрения раскрытия минеральных фаз сырья), является проведение поиска оптимальных параметров подготовительных процессов для определенного обогатительного процесса или аппарата путем количественного контроля перехода ценного минерала за нижнею границу технологического или машинного класса крупности.

Показатель порционной контрастности ($М_п$), характеризующий степень неравномерности распределения ценного компонента в отдельных кусках (фракциях, порциях и т.п.), в этом случае, возможно, использовать при изучении раскрываемости ценных компонентов в процессе разрушения руды с учетом привычных технологических показателей - выхода и извлечения ценного компонента в необогащаемый класс.

$$M_п = \frac{\sum_1^m \left|(\beta_i - \alpha)\right| \cdot \gamma_i}{\alpha} + \left|(\varepsilon_{нк} - \gamma_{нк})\right| \quad (1)$$

где α − содержание ценного компонента в пробе,%; β_i − содержание ценного компонента в кусках (фракциях),%; γ_i − выход куска (фракции) от общей массы изучаемой пробы,%; i − порядковый номер куска (фракции) изучаемой пробы, m − число кусков (фракций), составляющих пробу, без необогащаемого класса; $\varepsilon_{нк}$ – извлечение ценного компонента в необогащаемый класс,%; $\gamma_{нк}$ − выход необогащаемого класса от общей массы изучаемой пробы,%.

Установлено (Храмов А.Н., 2011, 2012), что числовое значение показателя порционной контрастности рассчитываемого по формуле (1) с учетом выхода и извлечения ценного компонента в необогащаемый класс, с увеличением степени разрушения проб исследуемой руды в определенной области начинает снижаться. А на графике математической зависимости $M_п = f(i_{раз}, t_{раз}, \beta_{-0,074})$ показателя порционной контрастности от степени, продолжительности разрушения или выхода готового класса появляется экстремум, который определяет границу критического перехода ценного минерала в необогащаемый класс крупности.

Таким образом, использование показателя порционной контрастности в новом качестве при математической обработке результатов минералогического анализа разрушенных (дробленных или измельченных) проб исследуемой руды с различной степенью позволяет количественно определить границу критического перехода ценного минерала в необогатимый класс и практически реализовать решение следующих технологических задач:

- производить выбор оптимальных параметров процессов рудоподготовки без проведения экспериментальных опытов разделительных процессов при исследовании на обогатимость минерального сырья в лабораторных и полупромышленных условиях;
- определять теоретические прогнозные показатели обогащения и оценивать проектную или действующую технологии переработки исследуемого минерального сырья на ранней стадии технологических исследований и проектирования по кривым контрастности, построенным на результатах фракционирования разрушенной пробы в области выявленных оптимальных параметров;
- выявлять оптимальные параметры разрушения для раскрытия каждой минеральной составляющей полиметаллических (полиминеральных) руд, а также очередность раскрытия ценных компонентов при проведении технологических исследований, что является базовой информацией для обоснования схемы обогащения;
- производить уточнение и корректирование технологического режима рудоподготовки в промышленных условиях с учетом технологических особенностей и машинных классов работающего оборудования, выявленных при изучении гранулометрического и фракционного состава, как хвостов, так и концентрата обогатительного цикла;
- использовать показатель порционной контрастности, определяемый по формуле (1), как критерий количественной оценки раскрываемости полезных минералов при создании программ для математической обработки данных системы анализа микроизображения при электронном методе изучении раскрываемости ценного минерала с целью определения оптимальной степени измельчения руды.

РЕЗИНОВЫЕ ФУТЕРОВКИ В БАРАБАННЫХ РУДОИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНЫХ МЕЛЬНИЦАХ - ИСТОЧНИК СНИЖЕНИЯ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ

Е.Ф.Чижик
Общество с ограниченной ответственностью «Научно-производственное предприятие Механобр-полимет» (ООО «НПП Механобр-полимет»), Украина, г. Днепропетровск, e-mail: e.chizhik_mehanobr@i.ua

По результатам исследования в 1966 г. относительной износостойкости резин (более 30 рецептур) в гидроабразивной среде для изготовления рабочих деталей грунтовых насосов была сформулирована идея создания резиновых футеровок для барабанных шаровых мельниц.

К сожалению, как со стороны научных сотрудников, так и в среде механиков, а в большей части, обогатителей, концепция резиновых футеровок не имела однозначной поддержки. Однако, количество «критиков» резко сократилось после выставки шведской фирмы «Скега» в 1967 году моделей резиновых футеровок конструкции «плита-лифтер».

В советские годы существовал план по внедрению новой техники. Новокриворожский ГОК при активном содействии, и участии заместителя главного инженера по новой технике Горбача Б.М. взял на себя смелость в проведении работ по созданию и организации производства резиновых футеровок на Курском заводе РТИ.

Первые опытные партии резиновых футеровок были произведены в июне-июле 1967 г. Поэтому, датой рождения футеровок для шаровых рудоизмельчительных мельниц в СССР, следует считать 1966г., а местом научного, технологического и конструкторского воплощения, является Днепропетровский горный институт.

Немногие специалисты института поверили и приняли активное участие в освоении новой, неизученной проблемы. Это были сотрудники кафедры технологии горного машиностроения, автор данного сообщения, Чижик Е.Ф., при поддержке проф. Шилова П.М., доц. Гасюк И.П., и при активном участии специалистов кафедры горных машин, в лице проф. Потураева В.Н., доц. Тарасенко А.А., доц. Миронюк А.Ф., доц. Хабло Г.П. , а так же доц. Денисенко А.И. с кафедры обогащения.

Первая диссертация в Советском Союзе, посвященная резиновым футеровкам для шаровых мельниц, была защищена в 1977 г. на научном совете механико-машиностроительного факультета в Днепропетровском горном институте.

Уникальность создаваемых резиновых футеровок следует соотнести с уникальностью основного компонента резины - каучука. До настоящего времени наука не может четко ответить, каким веществом является каучук - биологическим, органическим или неорганическим. Первый каучук был получен из сока гивеи, т.е. – биологического происхождения, а огромное количество синтетических каучуков вовсе не биологического происхождения, но все они в электрическом поле сокращаются подобно мышце.

За долгие годы создания и конструирования резиновых футеровок, усовершенствования технологии производства, научного обоснования динамики движения внутримельничной загрузки, анализа результатов промышленных испытаний, все очевиднее становится целесообразность, по-новому, с нетрадиционным мышлением, рассмотреть уже установившиеся понятия и концепции, связанные не только с измельчением, но и всеми сопутствующими процессами в барабанных мельницах.

Исторических примеров не восприятия сообществом нового достаточно много. Например, за свои убеждения в том, что Земля вращается, Джордано Бруно поплатился своею жизнью на костре инквизиции. Сегодня также достаточно примеров не восприятия – это наличие доменных печей, трудности в создании судов на подводных крыльях, расширение, в свое время, площадей посадки хлопка и многое другое.

К такому не восприятию следует отнести и создание резиновых футеровок для рудных мельниц, в том числе при эксплуатации с шарами 100-120 мм.

Однако, есть в науке и положительные примеры. Так законы механики Ньютона перестали соответствовать с возникновением квантовой механики. Появились 1-й и 2-й законы термодинамики, которые не отрицали старые законы механики.

К первоочередному рассмотрению следует отнести:

1. Между какими поверхностями в основном происходит измельчение - между футеровкой и шарами или между шарами (стержнями). Отдельные специалисты глубоко убеждены, что измельчение осуществляется между футеровкой и шарами. Следовательно, при использовании резиновой футеровки измельчение было бы затруднительно. Теоретические исследования и промышленный опыт доказывают обратное. Например, в мельнице МШЦ 3600 х5500 максимальное число касаний шаров диаметром 100 мм о футеровку составит 2750, при общем количестве шаров в мельнице 24 тыс. шт. (100 тонн). Следовательно, количество касаний между шарами на порядок выше, чем количество касаний шаров о футеровку.

2. Технологическая загрузка мельниц (измельчаемый материал и мелющие тела) увлекаются в движение по определенным траекториям, вследствие сил трения между футеровкой барабана и прилегающим к ней слоем загрузки. Приняты понятия о режиме движения внутримельничной загрузки – каскадный, смешанный и водопадный. В рудоизмельчительных мельницах, в основном, реализуется – смешанный. Однако, постоянство движения по фактору времени не существует. Следовательно, нет соответствия теоретического предположения о режиме движения с реальным состоянием загрузки. Внутримельничная загрузка поднимается на определенный угол в сторону вращения, но постоянно в этом положении не находится – сползает, т.е. происходит нарушение естественного откоса. Кроме этого, в центральной части внутримельничной загрузки всегда будет присутствовать малоподвижное ядро сегментообразной формы. Подтверждением о непостоянстве расположения внутримельничной загрузки является неравномерный износ венца и шестерни, изменение шумовой характеристики от падающих шаров и наиболее убедительным, является непостоянство токовой нагрузки. Следовательно, месторасположение внутримельничной загрузки не постоянно, что приводит к изменению момента и поэтому токовая нагрузка то возрастает, то падает.

Так как мокрая резина имеет низкий коэффициент трения весьма затруднительно утверждать о постоянстве режима движения. При наличии волновых резиновых футеровок более целесообразно рассматривать режим движения по законам близким к действующим в головке селевого потока.

3. Изменение динамики движения внутримельничной загрузки вследствие эластичных свойств резины и волнового профиля футеровки позволяют утверждать о наличии интенсификации процесса измельчения. Одновременно, можно повысить истираемость (разрушение) измельчаемого материала за счет увеличения относительного вертикально и горизонтального перемещения слоев технологической загрузки. Последнее достигается конструкторским решением – наличием металлических вставок на рабочей поверхности резиновой футеровки. Это приводит к изменению величин взаимного вертикального перемещения слоев загрузки из-за разности жесткостей рабочей поверхности футеровки, а так же к изменению линейных скоростей перемещений близлежащих слоев, вследствие различия коэффициентов трения на металле и мокрой резине.

Выполненные теоретические исследования распределения сил при ударных нагрузках и построенные математические модели технологической среды для волновых резиновых футеровок, позволяют утверждать, что в основном процесс измельчения в барабанных шаровых мельницах происходит на длине 2,5-3,5 метра от загрузочной крышки при размере шаров 100 мм. Поэтому, удлинение мельниц для повышения производительности по питанию и готовому классу, в случае использования волновой резиновой футеровки не целесообразно. Промышленные испытания волновой резиновой футеровки «полимет» на мельницах диаметром 5,5 м и 3,2 м с шарами 100 мм подтвердили технологическую обеспеченность и повышение межремонтного периода.

4. При эксплуатации мельниц с шарами 100 мм на рабочую поверхность резиновой футеровки в большей мере воздействуют ударные нагрузки. В момент удара от точки контакта начинает распространяться волна упругих колебаний. При этом, упругие волны распространяются в массиве резины и отражаются на границе раздела с барабаном. Отраженная волна может накладываться в определенных точках внутри резины на основную волну. Такое наложение упругих колебаний

вызывает значительные внутренние напряжения, что приводит к разрыву молекулярных связей в этих точках. В результате образуются микротрещины, микропустоты, неплотности и микроповреждения. По фактору времени возрастает интенсивность процесса эрозии при неизменной стабильности поступающего потока энергии.

Конструктивное исполнение в виде чередования резины с закладным элементом образует границу раздела сред, т.е. к различию акустического импеданса. Такое конструкторское решение повышает износостойкость футеровки за счет несогласованности акустических импедансов контактирующих слоев материалов.

5. Одним из факторов, определяющим износ резины, являются локальные температурные вспышки. При ударе шара, либо абразивной частицы на поверхности в зоне контакта резко повышается температура, происходит термический эрозионный износ. Волны упругих колебаний, наряду с образованием микроповреждений, создают возможности для залечивания микротрещин. При захлопывании микрокаверин температура в возникающем локальном очаге разогрева может достигать несколько сот градусов (около 600 °С). Углеводородные пластики (резина) при таких температурах претерпевают термический пиролиз, распадаясь на элементарные компоненты, вплоть до газообразного водорода и сажи. Следовательно, удар приводит к пиролитическим превращениям в местах существования локальных очагов разогрева, как на поверхности, так и внутри массива (футеровки).

Процесс изнашивания полимеров заключается в накоплении микроскопических полостей, заполненных продуктами термического пиролиза. Существует определенный инкубационный период, в течение которого не возникает видимых макроскопических повреждений. Насыщение продуктами пиролиза происходит до момента, когда механическая прочность оказывается недостаточной для поддержания целостности футеровки. С этого времени скорость изнашивания резко возрастает, вплоть до аварийного выхода из строя.

Промышленные испытания волновой резиновой футеровки с воздушной полостью при эксплуатации с шарами 100 мм через 9 месяцев были прекращены, вследствие интенсивного износа.

Целью предоставленной информации является целесообразность и назревшая необходимость по иному оценить некоторые понятия и концепции процесса измельчения руд, а так же влияющего фактора эластичного материала футеровки.

Экономическую и социальную целесообразность применения износостойких резин для футеровок рудоизмельчительных и сырьевых мельниц подтверждает положительный эксплуатационный опыт начина с 1967 года.

Сегодня, однозначно, резиновые волновые футеровки предпочтительнее металлических для всех типоразмеров барабанных рудоизмельчительных мельниц, как по эксплуатационной надежности, так и обеспечению технологических показателей.

Достоинство волновых резиновых футеровок состоит в следующем:

1. Увеличение межремонтного периода от 1,5 до 3-х раз;
2. Сокращение расхода шаров, не менее 15 процентов;
3. Сокращение расхода потребляемой и удельной электроэнергии 5-10 процентов;
4. Увеличение производительности по питанию и исходному классу 5-6 процентов;
5. В отличие от металлических футеровок, мельницы с футеровкой «волна», с первых часов работы обеспечивают заданную производительность по исходному питанию;
6. Сокращение эксплуатационных расходов, ввиду повышения КИО до 97-98%, снижение затрат и времени на выполнение монтажных и демонтажных работ, полное отсутствие операций по подтяжке гаек крепления футеровок;
7. Снижение уровня шума и вибрации, особенно в области низких частот, наиболее вредных для организма человека;
8. Продукты износа резиновых футеровок не оказывают отрицательного воздействия на обеспечение технологических процессов при обогащении золотосодержащих и ураносодержащих руд.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЫСОКОКАРБОНАТНОЙ ФЛЮОРИТОВОЙ РУДЫ

М.Р. Шаутенов, Г.Б. Нурахметова, Г.Ж. Абдыкирова, С.М. Уласюк

Казахский Национальный Технический Университет им. К.И.Сатпаева, Республика Казахстан, г. Алматы

В настоящее время запасы флюорита в мире превышают 200 млн т. Основным продуцентом плавикового шпата является Китай, на долю которого приходится свыше 50% всего мирового выпуска этой продукции.

Работами, проведенными геологическими организациями в конце 70-ых годов, показано большое значение Казахстана как новой сырьевой базы плавикового шпата. Основным источником фтористого кальция служат средне-низкотемпературные месторождения гидротермальной группы, относящиеся к флюоритовой формации, с доминирующей ролью в ее составе кварц-флюоритовых (30,8%) и карбонатно-флюоритовых (22,5%) образований. Южный Казахстан характеризуется наличием карбонатно-флюоритового (26,5%) и кварц-флюоритового (24,3%) оруденения флюоритовой формации, на долю которой приходится 77,5% всех известных объектов. Были отмечены такие месторождения как: «Кызыл-Эспе», «Солнечное», «Таскайнар Южный», «Леонтьевское», «Куланское», «Кзыл-Бельдеу» и др. [1].

Проведены исследования обогатимости флюоритовой руды одного из месторождений Казахстана. Руда характеризуется высоким содержанием кальцита, в котором тесно прорастает флюорит, кальцит, слюдистые минералы и хлорит.

Флюоритовые руды представляют собой сложный объект для обогащения, особенно если содержат тонкозернистый кальцит или известняк. Существуют различные методы обогащения флюоритовых руд: рудоразборка, электростатическая сепарация, гравитация и флотация. Флотация флюоритовых руд как в СНГ, так и за рубежом является преобладающим методом обогащения. Он позволяет получать кондиционные концентраты и обеспечивает довольно высокое извлечение флюорита. Кроме того, флотация является единственным методом обогащения мелко - и тонковкрапленных руд. При флотационном обогащении высококарбонатных флюоритовых руд наибольшие трудности возникают при селекции флюорита от кальцита, что объясняется близкими флотационными свойствами указанных минералов.

С целью определения распределения флюорита и кальцита по классам крупности исследуемой дробленной руды был выполнен ситовый анализ. Содержание флюорита в классах крупности варьируется от 22,05 до 47,25%**,** кальцита в тех же продуктах содержится от 1,76 до 26,40%. Распределение флюорита и кальцита по классам крупности в исследуемой пробе руды достаточно равномерное и пропорционально выходам классов крупности. Характерным является повышенный выход классов крупности: +1,6; -1,6+1,0; -1,0+0,5 мм и составляет,%: 21,53, 17,21 и 21,75 соответственно. В указанных классах крупности флюорита содержится 18,12, 19,88 и 26,92%, соответственно. Следует отметить, что со снижением крупности руды содержание кальцита повышается, к примеру, в классах крупности: -0,4+0,2; -0,2+0,1; -0,1+0,071; -0,071+0,045 и -0,045+0 мм содержание кальцита увеличивается от 11,04 до 26,40%.

Рентгенофазовый анализ на полуколичественной основе выполнен по дифрактограммам порошковых проб с применением метода равных навесок и искусственных смесей.

По результатам полуколичественного рентгенофазового анализа в пробе присутствуют следующие минералы: флюорит, кварц и кальцит – основной состав, в малом количестве - полевой шпат, калиевый полевой шпат, гипс и следы – каолинита.

Исследование химического состава пробы руды месторождения «Куланкетпес» проводилось в ТОО ПИЦ "Геоаналитика" с помощью спектрального и химического анализов. Элементы Nb, Bi, Ge, As, P, Ce, La, In, Yb, Au, Hg, U, Gd, Hf – меньше предела обнаружения. Минеральный состав исследуемой пробы руды определялся рентгенодифрактометрическим и рентгенофазовым

полуколичественным анализами, выполненными в АО «Институт геологических наук им. К.И. Сатпаева».

Рентгенодифрактометрический анализ проведен на автоматизированном дифрактометре ДРОН-4 с Cu –излучением, β-фильтр. Условия съемки дифрактограмм : U=35kV; I=20 mA; шкала :2000 имп; постоянная времени 2с; съемка тэта-2тэта; детектор 2 град/мин. Дифрактограмма пробы представлена на рисунке.

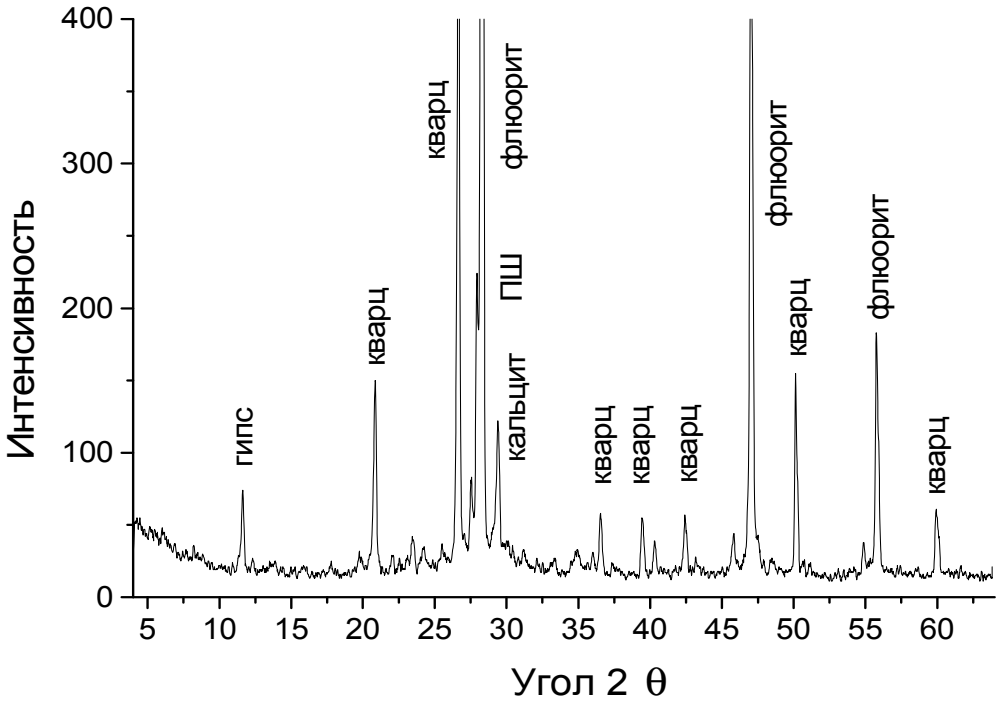


Рисунок. Дифрактограмма пробы руды

По результатам полуколичественного рентгенофазового анализа в пробе присутствуют следующие минералы: флюорит, кварц и кальцит – основной состав, в малом количестве - полевой шпат, калиевый полевой шпат, гипс, сульфиды и следы – каолинита.

Таким образом, полученные результаты проведенных исследований по изучению вещественного состава руды и анализ исследовательских работ позволил наметить основное направление исследований – селективная флотация. Технологическая схема предусматривает прямую селективную флотацию сульфидов и флюорита с последующими контрольной и перечистными операциями.

Список использованных источников

1. Мишина Н.Б., Коплус А.В., Коротаев В.В. Минералого-генетическая классификация и распространенность типов флюоритового оруденения в структурно-металлогенических зонах Казахстана //Тезисы докл. 1 Всесоюзн. совещ. по флюориту.- М., 1974. –С.73-76.

ВЛИЯНИЕ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ В СХЕМЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА СТЕПЕНЬ ОШЛАМОВАНИЯ ШЕЕЛИТА ПРИ РУДОПОДГОТОВКЕ

Е.Д. Шепета, Л.А. Саматова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт горного дела Дальневосточного отделения РАНк» (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: Elenashepeta56@mail.ru

Минеральный состав вольфрамовых руд месторождений Приморья варьирует в широких пределах и часто зависит от состава вмещающих пород. На месторождении Восток-2 установлено и изучено 50 гипогенных минералов, на Лермонтовском - 60. Плотность основных нерудных минералов составляет от 2,6 до 3,4 г/см^3, для рудных - 4,1-18,3 г/см^3, диапазон их твердости - 3,0-6,0. В связи с этим продукты рудоподготовки характеризуются набором зерен, различных по крупности и плотности. На рисунке 1 представлен средневзвешенный размер минеральных комплексов в продуктах измельчения: 1 - слив классификатора, 2 - подрешетный продукт грохота Стек Сайзера, 3 - подрешетный продукт грохота 465 Э.

В сливе классификатора (продукт 1) наблюдается наибольшая разница (вдвое меньше) минералов средневзвешенного размера плотностью > 5 г/см^3, чем минералов с плотностью 2,7-3,2 г/см^3. В подрешётных продуктах средневзвешенный размер всех минералов в интервале: для Стек Сайзера (2) – 0,08-0,06 мм, для грохота 465 Э (3) – 0,05-0,04 мм. Следует отметить, что при классификации измельчённого материала в классификаторе зерна тяжелых минералов флотационных классов накапливаются в песках классификатора и подвергаются повторному прохождению через цикл измельчения, что приводит к дополнительному их ошламованию в шаровой мельнице.

На рисунке 2 приведено содержание шеелита, арсенопирита, апатита (интервал плотностей 6,1-3,2 г/см^3) в продуктах измельчения. Содержание в сливе стержневой мельницы (5): шеелита - 1,04%, арсенопирита - 0,64%, апатита - 1,9%, в сливе шаровой мельницы (4) - соответственно 1,96%,1,31%, 1,94%.

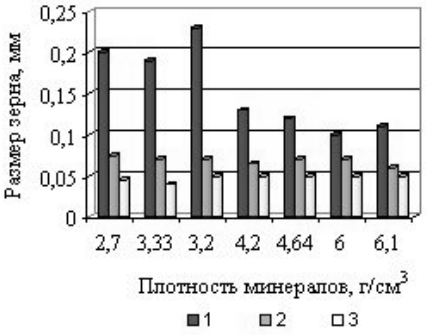


Рисунок 1. Средневзвешенный размер минеральных комплексов в продуктах измельчения

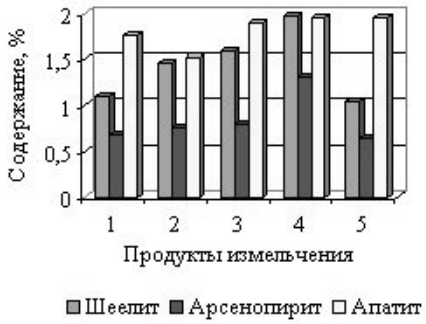


Рисунок 2. Содержание минералов в продуктах измельчения: 1 – слив классификатора; 2 - подрешетный продукт грохота Стек Сайзера, 3 - подрешетный продукт грохота 465Э, 4 - слив шаровой мельницы, 5 - слив стержневой мельницы

За счет концентрации тяжёлых минералов в песках классификации содержание шеелита повышается на 88%, арсенопирита - на 105%.

На рисунке 3 представлена эффективность выделения зерен шеелита в тонкие продукты в разных аппаратах классификации: 1 - слив классификатора, 2 - подрешетный продукт грохота 465 Э, 3-1, 3-2 - подрешетный продукт грохота Стек Сайзера, 4 - подрешетный продукт грохота 342 ГР.

На рисунке 4 иллюстрируется зависимость извлечения шеелита и халькопирита в одноименные концентраты в промышленных условиях от содержания класса -0,08 мм в питании флотации.

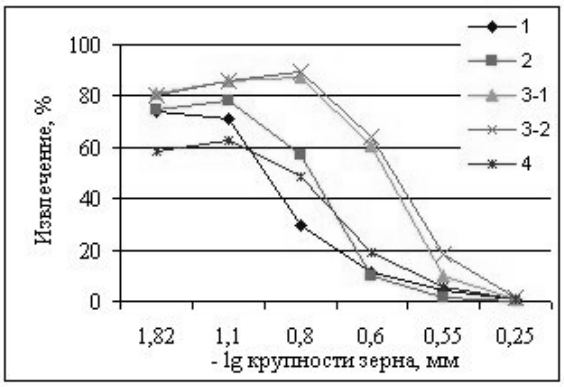


Рисунок 3. Распределение шеелита в продуктах рудоподготовки от металла в классе питания

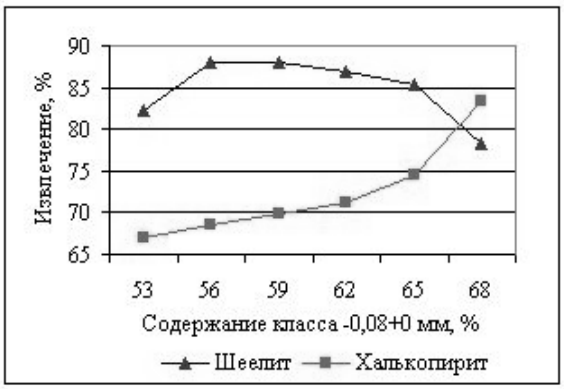


Рисунок 4. Извлечение шеелита и халькопирита от содержания класса -0,08 мм в питании флотации

Результаты показывают, что использование в схеме измельчения тонких грохотов значительно повышает эффективность выделения зерен крупнее -0,08 мм. При одинаковом питании классифицирующих аппаратов (содержание класса -0,08 мм – 20-30%, распределение шеелита в данный класс - 25-35%), эффективность выделения шеелита крупностью -0,16+0,08 мм для слива классификатора (1) составляет - 29,7%, для грохота 342 ГР (4) - 48,8%, Стек Сайзера (3-2) – 89%. При грохочении на Стек Сайзере слива шаровой мельницы (3-2), либо слива классификатора 1-й стадии классификации (3-1) достигается наибольшее извлечение шеелита как в более крупных классах +0,25 мм - 19,5%, -0,25+0,16 мм – 64%, так и в классе -0,08 мм – 80 -87% относительно слива классификатора и подрешетных продуктов грохотов 342 ГР и 465Э.

Наряду с шеелитовым концентратом, Приморская обогатительная фабрика (ПОФ) выпускает и медный концентрат. Исследована зависимость извлечения шеелита и халькопирита в одноименные концентраты от содержания класса -0,08 мм в питании флотации, выявлен диапазон оптимальных значений – 59-62%. Для данного диапазона проанализировано распределение шеелита по граничным труднофлотируемым классам (+0,16 и -0,015 мм) и рассчитан коэффициент шламообразования в питании флотации по схемам с разными классифицирующими аппаратами (таблица).

Рассмотрены следующие варианты схемы измельчения на фабриках:

ПОФ. Производительность 58-62 т/ч, две секции, три стадии измельчения (3-я стадия измельчения общая для двух секции), две стадии классификации;

1. Классифицирующие аппараты – три классификатора (схема ПОФ-1). Питание флотации - слив классификатора второй стадии классификации.

2. Первая секция- слив шаровой мельницы поступает на Стек Сайзер (3 деки, производительность 36-48 т/ч); вторая секция- слив классификатора поступает на тонкие грохота 465 Э (5 грохотов, общая нагрузка 30 т/ч). Питание флотации - подрешетные продукты Стек Сайзера и грохотов 465 Э, слив классификатора 1 секции, слив классификатора второй стадии классификации (схема ПОФ-2);

3. По схеме ПОФ-2, но питание Стек Сайзера – слив классификатора 1-й секции. Питание флотации - подрешетные продукты Стек Сайзера и грохотов 465 Э, слив классификатора второй стадии классификации (схема ПОФ-3);

4. Сливы классификаторов двух секции поступают на тонкие грохота 465 Э (5 грохотов, общая нагрузка 60 т/ч). Питание флотации – подрешетный продукт грохотов 465Э, слив классификатора второй стадии классификации (схема ПОФ-4);

Лермонтовская обогатительная фабрика (ЛОФ), одна секция, две стадии измельчения, одна стадия классификации.

1. Классифицирующий аппарат – классификатор. Питание флотации - слив классификатора (схема ЛОФ-1);

2. Слив шаровой мельницы поступает на грохот 342 ГР (2 грохота, общая нагрузка 90 т/ч) Питание флотации - подрешетный продукт грохотов 342 ГР, слив классификатора (схема ЛОФ-2).

Таблица. Влияние тонкого грохочения на степень шламообразования шеелита в питании флотации

Варианты схемы измельчения	Классы крупности, мм						Степень ошламования шеелита
	Выход,%			Распределение,%			
	+0,16	-0,08	в т.ч. -0,015	+0,16	-0,08	в т.ч. -0,015	
ПОФ-1	17,5	62,1	22,8	0,58	84,3	26,2	0,85
ПОФ-2	18,7	62,9	21,6	8,3	80,5	19,8	0,72
ПОФ-3	13,8	62,4	23,1	2,8	81,4	23,4	0,78
ПОФ-4	16,7	59,3	22,1	1,4	86,2	25,5	0,79
ЛОФ-1	14,7	62,0	23,1	6,0	64,3	21,0	0,87
ЛОФ-2	13,8	64,0	22,9	10,4	68,1	18,9	0,78

Применение на второй стадии измельчения тонких грохотов Стек Сайзера, 342ГР, где питанием грохочения является слив шаровой мельницы, позволило снизить степень шламообразования при рудоподготовке на 10-12%.

Средний размер шеелита по типам руд для месторождений Восток-2 – 0,03-0,12 мм, Лермонтовского – 0,05-0,2 мм, поэтому перспективным направлением для дальнейшего снижения ошламования является выделение готового класса уже на первой стадии измельчения из разгрузки стержневой мельницы, где выход готового флотационного класса - 0,08 мм 20-30%, распределение шеелита в данный класс – 25-45% (данные ПОФ-ЛОФ). На ЛОФ в настоящее время также монтируется схема тонкого грохочения на первой стадии измельчения.

ВЛИЯНИЕ МЕТАМОРФИЗМА НА ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТЬ УГЛЕЙ ПРИ УДАРНЫХ ВОЗДЕЙСТВИЯХ

Т.С. Юсупов[1], А.П. Бурдуков[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева Сибирского отделения РАН (ИГМ СО РАН), Россия, г. Новосибирск, e-mail:yusupov@igm.nsc.ru

[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт теплофизики им. С.С. Кутателадзе Сибирского отделения РАН, Россия, г. Новосибирск

Большинство технологических процессов переработки и использования углей сопряжено с тонким измельчением. В практике диспергирования широко применяется ударное разрушение, реализуемое в шаровых мельницах и дезинтеграторах [1].

Измельчение до десятков микрон используется с целью раскрытия органо-минеральных сростков пород процессами механического и химического обогащения, повышения реакционной способности при химической переработке органического вещества, снижения энергии активации угля в процессах горения на ТЭС [2].

Преимущество дезинтеграторного, чисто ударного измельчения перед другими видами разрушения состоит в меньшем разупорядочении молекулярной структуры вещества угля, что позволяет более эффективно разделять органо-минеральные компоненты методами гравитационного, центробежного и флотационного обогащения. Ударные воздействия обычно направлены перпендикулярно угольным слоям и приводят к аморфизации поверхностных слоев частиц, в то время как посредством сдвига и трения, проявляющихся в центробежных мельницах, имеет место более глубокое разрушение и деструкция угольных частиц.

Как показали наши исследования, степень дисперсности и механоактивированности углей разных марок после тонкого измельчения в одном и том же аппарате имеют существенные различия, что объясняется рядом генетических и технологических особенностей углей. В данной работе изучалась измельчаемость углей разных стадий метаморфизма, факторами изменения которых является давление и температура. Объектами исследований служили угли трех стадий Кузбасса – Д, К и Т (длиннопламенный, коксовый и тощий).

Использовалась микромельница ударного действия «Culatti» производства фирмы Kleinfelg (Германия). Для экспериментов были выбраны два режима измельчения в дезинтеграторе 3000 об/мин и 8000 об/мин, а два режима диспергирования в аппарате Culatti - 2500 об/мин и 5000 об/мин.

Другим аппаратом ударного действия был выбран дезинтегратор Таллиннского производства IA35 производительностью 10 кг/ч при мощности 2.35 кВт.

Измельчению подвергались угли крупностью 2 +0 мм, после чего продукты анализировались по выходу фракций -0.5 +0.25 мм, -0.25 +0.1 мм и -0.02 мм. Зольность углей составляла 9-10%, такие сравнительно малозольные угли были выбраны для сравнеия измельчаемости витринизированной части угля. Сравнивались выхода фракций -0.25 +0.02 мм и -0.02 мм. Первая фракция характеризуется наибольшим раскрытием сростков и является наиболее оптимальной для обогатительных процессов. Тонкий продукт -0.02 мм в большей степени отвечает задачам химической переработки и использовалась в энергетике (пылевидное сгорание).

Как следует из рисунка 1, наиболее благоприятным режимом измельчения с целью последующего обогащения угля (фракция -0.25 +0.02 мм) для всех выбранных углей является дезинтеграторное разрушение при 3000 об/мин. Наибольшим выходом данной фракции характеризуется уголь стадии К, а наименьшим – пробы угля Д, что объясняется большей вязкостью витринита на начальных стадиях метаморфизма. Вполне удовлетворительные результаты получены и при использовании микромельницы при 5000 об/мин. Однако в данных экспериментах образуется значительное количество шламов и задачей данных исследований явилось повышение гранулометрической селективности измельчения.

Для целей тонкого пылевидного помола наиболее эффективным оказалось дезинтеграторное измельчение при 8000 об/мин, а наибольший выход фракции менее 20 мкм получен для угля стадии Т – 81.6%, в то время как данный показатель для угля Д и К имеет соответственно значения 21.8% и 47%. Таким образом, с повышением стадии метаморфизма измельчаемость угля резко возрастает, причем эта закономерность относится к экспериментам, выполненным с использованием и других измельчителей и режимов. При активационном измельчении углей для их использования в энергетике (ТЭС) наибольшую интенсификацию горения следует ожидать при использовании углей высоких стадий метаморфизма (СС, Т).

Другое важное обстоятельство, вытекающее из выполненных экспериментов, состоит в возможности дифференциации по зольности фракций -20 мкм, полученных в различных режимах диспергирования, в зависимости от стадии метаморфизма угля (рисунок 2).

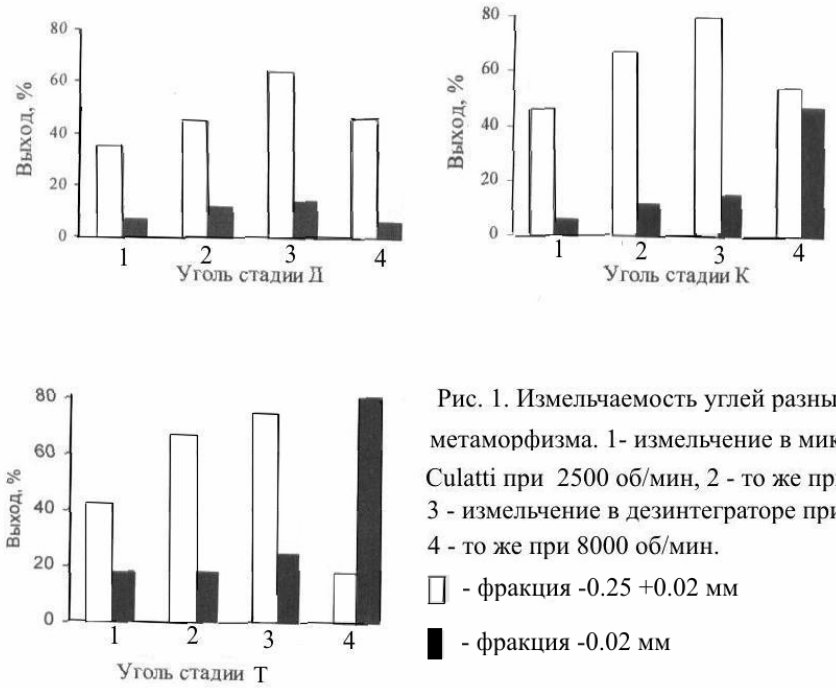


Рис. 1. Измельчаемость углей разных стадий метаморфизма. 1- измельчение в микромельнице Culatti при 2500 об/мин, 2 - то же при 5000 об/мин; 3 - измельчение в дезинтеграторе при 3000 об/мин, 4 - то же при 8000 об/мин.

□ - фракция -0.25 +0.02 мм

■ - фракция -0.02 мм

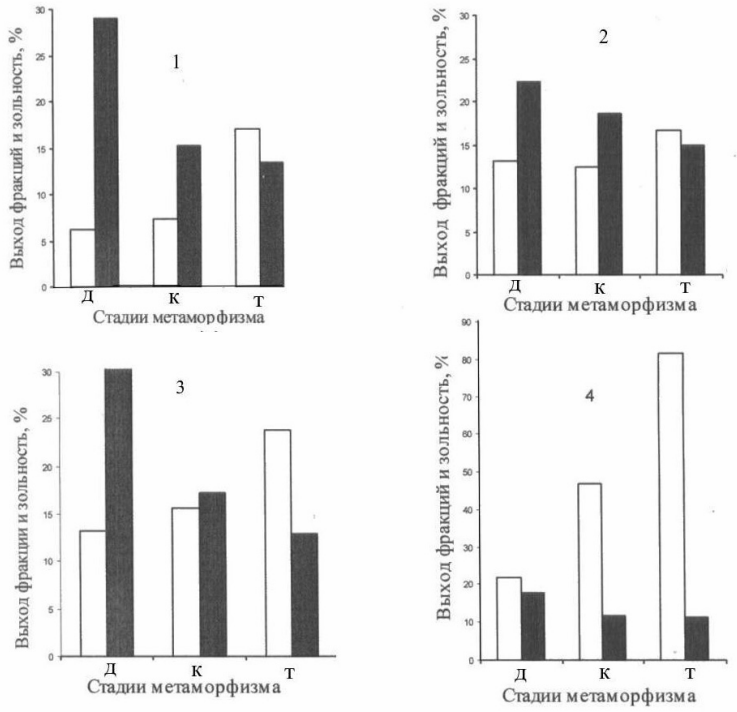


Рис. 2. Выход и зольность (□ ■) фракций крупностью -20 мкм в зависимости от вида и энергонапряженности измельчителей: 1, 2 - Culatti - 2500, 5000 об/мин; 3,4 - дезинтегратор - 3000, 8000 об/мин

Наибольшей зольностью отличается тонкая фракция угля стадии Д, полученная в режиме измельчения микромельницы при 2500 об/мин и дизинтеграторном диспергировании при 3000 об/мин. Значения A^d соответственно составляют 29.0% и 33.5%. Повышение числа оборотов

указанных измельчителей до 5000 об/мин и 8000 об/мин соответственно значительно снижает зольность данной фракции до 22.8% и 17.6%, вероятно, ввиду агрегации (втирания) минеральных частиц с угольным веществом.

Данное положение открывает возможности обогащения угля Д на основе удаления продукта – 20 мкм после энергонапряженного измельчения. Для углей стадии К и Т подобная зависимость также сохраняется, но в меньшей мере. Однако эффективность ударного измельчения как метода селективного измельчения угля в той или иной мере проявляется для всех исследованных в работе углей.

Выводы

1. Экспериментами по высокоэнергонапряженному измельчению углей показана закономерность их измельчаемости в зависимости от стадии метаморфизма. С повышением этого показателя диспергируемость угля возрастает. Данное положение имеет место при всех исследованных в работе режимах и видах измельчителей.

Данную зависимость важно учитывать при тонком измельчении углей перед их обогащением, химической переработкой и использованием в энергетике.

2. Установлено влияние энергонапряженности измельчения и стадии метаморфизма угля на величину зольности наиболее тонких фракций (-20 мкм).

Наибольший переход минеральных включений, определяющих зольность, в тонкую угольную фракцию характерен для угля стадии Д, т.е. угли начальных стадий метаморфизма должны в большей мере подвергаться деминерализации в результате ударных воздействий.

Для стадий К и Т зольность тонкой фракции несколько ниже при тех же режимах механических воздействий, вероятно, ввиду более высокой крупности органо-минеральных сростков.

Интенсификация перехода минеральных образований в тончайшие фракции при ударном измельчении может явиться эффективным методом деминерализации и обогащения углей на основе удаления шламовой фракции путем высокоскоростного грохочения или других методов.

Авторы признательны Л.П. Пантюковой и Л.Г. Шумской за выполнение экспериментальных работ.

Работа выполняется в рамках соглашения о фундаментальных исследованиях с департаментом образования и науки Кемеровской области, а также при поддержке гранта РФФИ № 10-05-98014-р

Список использованных источников

1. Российская угольная энциклопедия. Москва – С-Петербург, 2004, т.1.
2. Юсупов Т.С., Шумская Л.Г., Бурдуков А.П. Химическая деминерализация углей разных стадий метаморфизма. ФТПРПИ, 2009, № 4.

ФИЗИЧЕСКИЕ И ФЛОТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА КВАРЦА, ПОДВЕРГНУТОГО ТРИБООБРАБОТКЕ

Т.С. Юсупов, Е.А. Кириллова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева Сибирского отделения РАН (УРАН ИГМ СО РАН), Россия, Новосибирск, e-mail: yusupov@igm.nsc.ru

Механические воздействия широко используются при обработке минерального сырья и материалов. Особое место в технологиях обогащения занимают оттирочные процессы. Наиболее

распространены аппараты, предусматривающие удаление с зерен посторонних минеральных образований и пленок при центробежном факторе порядка 8-12 g. В наших работах оттирка или трибообработка исследуется как метод воздействия на структуру и свойства поверхности минералов, осуществляемая в основном в аппаратах планетарного типа при истирающем воздействии повышенной энергонапряженности с центробежным фактором до 80 g, и предусматривающая направленное изменение поверхности при возможно минимальном измельчении.

Истирание приводит к сдвиговым деформациям приповерхностных слоев, в результате чего формируется дефектная зона, в которой тип, концентрация и распределение дефектов определяются уровнем энергетических воздействий при трибообработке. Толщина структурно-разупорядоченного слоя может достигать 100 Å и более, что достаточно хорошо фиксируется физическими методами анализа. Взаимодействие механоактивированной поверхности с молекулами воды приводит к изменению характера связи с гидроксильными группами и повышению гидратированности минеральной поверхности.

На примере кварца в данной работе исследовались физико-химические изменения его поверхности при трибообработке и их влияния на флотируемость минерала, особенно в режиме подавления кварца в кварц-полевошпатовых ассоциаций. Исследовался кварц нескольких типов в зависимости от электронного состояния и количества элементов-примесей.

Одним из эффективных методов исследования поверхностных свойств кварца является электронно-парамагнитный резонанс ЭПР. Одиночная узкая линия с эффективным g-фактором $g_{эф.}$ = 2.001, обозначаемая как E´- центр, представляет собой захват электрона на кремний вблизи разорванной связи Si-O. Более широкие линии с $g_{эф.}$ = 2.0035 и $g_{эф.}$ =1.9973 относятся к дырочным центрам.

При измельчении в высоконапряженных мельницах в водной и воздушной средах в приповерхностных слоях возникает 10^{14}- 10^{15} спин/г E´- центров. Это количество ПМЦ является достаточным для оценки кинетики их образования и гибели. У частиц кварца размером в несколько десятков микрон, полученных даже при сравнительно слабых механовоздействиях (шаровые мельницы), фиксируемое количество ПМЦ составляет $< 1\cdot 10^{14}$ спин/г, но повышенная реакционная способность поверхности четко устанавливается химическими и физическими методами. Эффективным методом дополнительного проявления дефектов E´- центров служит обработка диспергированного кварца γ-облучением, при которой число ПМЦ возрастает в 10-20 раз. Эффект возрастания ПМЦ может быть объяснен взаимодействие γ-лучей с так называемыми деформированными связями ≡Si−O−Si≡, являющимися носителями остаточных напряжений [1, 3]. Последние особенно интенсивно генерируются после механообработки при относительно слабых механических воздействиях. Без облучения деформированные связи не проявляют парамагнетизма, но их можно определить титрованием H_2 и CO_2 [1, 2].

Изложенный методический подход, состоящий из отмывки железа, облучения и ЭПР анализа, может успешно использоваться для оценки дефектности минералов при сравнении эффективности различных типов мельниц, полагая, что кварц входит в состав многих руд. Важно отметить, что поверхность минералов с остаточным внутренним напряжением может образовываться уже при измельчении руд в барабанных мельницах.

Вызванные механическим деформированием несовершенства поверхности имеют различную структуру и свойства. Экспериментально реакционная способность поверхности, полученная в условиях вакуума чаще всего изучается на основе взаимодействия образованных активных центров с газами. Газы по их способности адсорбироваться на активированной поверхности кварца можно представить следующей последовательностью: $H_2 > O_2 > N_2 > Ar$. Наряду с физической адсорбцией многими авторами показано их химическое взаимодействие. В частности, до 50% кислорода и 10% водорода от адсорбированного количества химически взаимодействует с кварцем [3]. Применительно к реальным условиям флотации показано, что продувка кварцевой пульпы кислородом активирует флотируемость, а действие азота приводит к депрессии как исходного минерала, так и его накислороженного состояния [4].

При контакте трибообработанной поверхности с жидкой средой, особенно в процессе водного измельчения, дефекты структуры интенсифицируют гидратацию минерала. Реакции, протекающие с участием активных состояний, время жизни которых 10^{-2} сек., наиболее полно реализуются в момент механических воздействий. Эти процессы хорошо изучены при механических прививках полимеров на твердые тела и представляют большой интерес для объяснения взаимодействия флотореагентов с минералами в момент образования новой поверхности.

Флотоактивность кварца определяется главным образом присутствием на его поверхности катионов металлов, их количество и вид определяют прочность закрепления собирателей. При этом адсорбция флотореагентов может носить не только химический характер, но и определяться электростатическими силами в двойном электрическом слое [5]. Количество элементов-примесей взято в основу классификации кварца – электронный, дырочный и электронно-дырочный.

В практике обогащения кварц чаще всего остается в камерном продукте благодаря специальным подавителям, из которых наиболее эффективным депрессантом флотируемости является фтористоводородная кислота. Несмотря на весьма высокий расход HF, достигающий в отдельных случаях до 5-10 кг/т, метод нашел промышленное применение при флотационном разделении кварца и полевых шпатов. Основная функция плавиковой кислоты как подавителя флотируемости кварца состоит в разрыве кремнекислородных связей с последующей гидратацией по ионному механизму:

$$\equiv Si{-}O{-}Si\equiv + HF \rightarrow \equiv Si{-}F + H{-}O{-}Si\equiv$$

$$\equiv Si{-}F + H_2O \rightarrow \equiv Si{-}O{-}H + HF$$

Подобное объяснение вытекает из данных химического и спектрального анализа, показывающих отсутствие адсорбции фтора кварцем в области pH = 2-4. Исходя из данных представлений, целесообразно изучить возможности трибообработки как метода дефектообразования с целью снижения энергетического барьера разрыва кремнекислородных связей при действии плавиковой кислоты и сокращения ее расхода.

В экспериментах использовался мономинеральный кварц, отличающийся по типу парамагнитных дефектов: электронный (одиночная узкая линия с g = 2.001 Σ′- центра) с содержанием примесей по данным спектрального анализа в весовых%: Al – 0.003; Fe - 0.003; Mg - 0.001; Ca <0.001; K <0.003; Na <0.002; Ti - 0.001; дырочный типа O^- (с g-фактором 2.003-2.008) и электронно-дырочный. Присутствие элементов-примесей в дырочном и электронно-дырочном типах существенно выше. В дырочном типе кварца этот показатель выше в 5-10 раз, дырочном – в 100 раз и более.

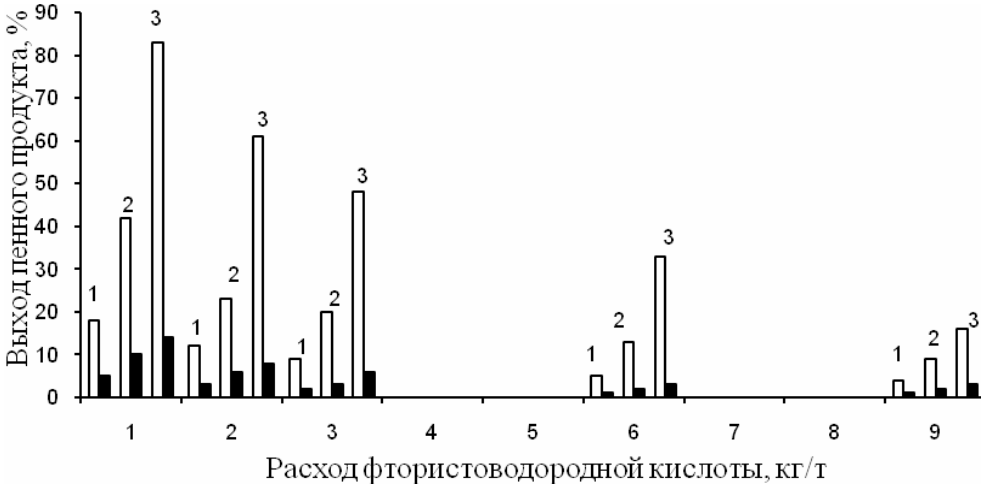


Рисунок. Флотируемость кварца различных типов в присутствии HF: 1 – электронный, 2 – электронно-дырочный, 3 – дырочный;■- флотируемость тех же типов кварца, после трибообработки

Трибообработка осуществлялась в центробежно-планетарной мельнице в агатовом барабана без шаров в воздушной и водной средах при 40g в течение 10-60 сек. Флотации подвергался класс -0.2 +0.1 мм, в качестве собирателя использовался катионный реагент АНП.

Результаты флотационных опытов показали, что трибообработка резко подавляет флотируемость кварца (рисунок), благодаря этому представляется возможным в 2-3 раза сократить расход плавиковой кислоты [6]. Если для депрессии исходного электронно-дырочного кварца до уровня 10% флотируемости требуется 9-10 кг/т HF, то после механической обработки этот эффект достигается уже при расходе 1 кг/т. Применительно к дырочному типу кварца различие во флотируемости между исходным и трибообработанным кварцем еще больше. Электронный тип кварца, отличающийся в исходном состоянии наименьшей флотационной способностью, после механической активации практически полностью подавляется.

Выводы

1. Электронный тип кварца, содержащий минимальное количество элементов-примесей, характеризуется наименьшей флотационной активностью в исходном, не подвергнутом трибообработке состоянии (флотация при расходе HF 1 кг/т). Трибообработка данного типа кварца практически полностью подавляет его флотируемость при использовании катионного флотореагента. Переход в резко агрессивную среду (расход HF до 9 кг/т) незначительно изменяет всплываемость минерала.

2. Флотируемость кварца, содержащего большее количество элементов-примесей, в среде, близкой к нейтральной, существенно выше – дырочный тип в 2 раза, а электронно-дырочный – в 4 раза. Трибообработка резко подавляет флотационную способность и этих типов кварца, а сочетание механообработки с действием фтористоводородной кислоты более чем на 90% снижает их флотационную активность.

Трибообработка в условиях повышенной интенсивности механических воздействий позволяет в 2-4 раза уменьшить расход подавителя, в данном случае HF, а также резко снизить содержание в кварце элементов-примесей. Кроме того, что исключительно важно при его технологическом использовании обоснованная технология способствует повышению селективности флотационного обогащения. Создание аппаратов трибообработки с центробежным фактором 40-50 g является важной задачей.

Работа выполняется при финансовой поддержке РФФИ

Список использованных источников

1. Истомин В.Е., Королева С.М., Щербакова М.Я., Юсупов Т.С. Исследование поверхностного слоя механически активированного кварца методом ЭПР. Поверхность, 1984, № 1, с. 118-122.
2. Радциг В.А. Изучение природы и свойств химически активных центров на поверхности измельченного кварца. В кн. «Кинетика и механизм химических реакций в твердых телах». Черноголовка, 1981, с. 102-114.
3. Штайнике У. Механически индуцированная реакционная способность кварца и ее связь с реальной структурой. Известия сибирского отделения АН СССР, 1985, вып. 3, с. 40-47.
4. Плаксин И.Н., Чаплыгина Е.М. Флотационное обогащение несульфидных минералов с применением газов. М.: АН СССР, 1962, 135 с.
5. Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я. Вопросы теории и технологии флотации. В кн. «Труды Механобра». Л., 1959, вып.124, с. 390.
6. Юсупов Т.С., Кириллова Е.А., Пантюкова Л.П., Шумская Л.Г. Расширение сырьевой базы промышленных минералов на основе обогащения нерудного сырья. В кн. «Неметаллические полезные ископаемые России». Москва, 2004.

ВОЗМОЖНОСТИ РЕНТГЕНОВСКОЙ ТОМОГРАФИИ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ МИНЕРАЛОГИИ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

О.А. Якушина[1], Ю.М. Астахова[1], М.С. Хозяинов[2]

[1]Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского», Россия, г. Москва, e-mail: vims-ozhogina@mail.ru

[2]ГБОУ ВПО МО «Международный университет природы, общества и человека «Дубна»

Метод рентгеновской вычислительной томографии (РТ), относительно новый метод, используемый в практике исследований для решения задач технологической минералогии. Метод – недеструктивный, экспрессный, характеризуется простотой процедуры съемки для реконструкции распределения фаз по значениям линейного коэффициента ослабления рентгеновских лучей в тонком плоском слое исследуемого объекта и получения данных о морфоструктурных особенностях минерального вещества, по которым можно прогнозировать качество, технологические свойства сырья и его поведение в процессах переработки. Исследования проводились на специально сконструированной отечественной аппаратуре – микротомографе ВТ-50-1 «Геотом» (ООО «Проминтро»).

Рентгенотомография карбонатных руд Усинского месторождения позволила решить вопрос о присутствии силикатов марганца тефроита и пироксмангита в главных рудных минералах – родохрозите и манганокальците. Методом РТ удалось установить характер распределения силикатов марганца (9,58%), которые образуют тонкую вкрапленность и достаточно равномерно распределены в родохрозите II генерации (55,22%); а также разделить родохрозит и манганокальцит, с близкими оптическими константами, и не всегда различимые методами световой оптики. Эти данные позволили однозначно утверждать о невозможности извлечения силикатов марганца из рудных минералов механическими методами, т.к. их размеры не превышают первые десятки микрометров.

Для осадочных карбонатных марганцевых руд Тыньинского месторождения методом РТ также был решен технологический вопрос об использовании операций обогащения: показано, что хотя в исходной руде имелось значительное содержание слоистых (глинистых) минералов, но с уменьшением крупности зерен различие в фазовом составе исходной и «мытой» руды нивелируется, и при размере 1 мм, глинистого материала сохраняется примерно одинаково, таким образом, можно не применять операцию «отмывания» руды.

В начале лабораторных исследований руд Сейбинского рудного узла РТ выявила особенности распределения и характер взаимоотношения рудообразующих минералов: практически равномерную тонкую вкрапленность кварца и гидроксидов железа в рудном марганцевом агрегате, что показало невозможность применения физических методов обогащения, характер взаимоотношения марганцевых фаз определил невозможность селективного разделения конкретных марганцевых минералов, учитывая близость их физических свойств. Визуально зерна рудных минералов всех классов крупности выглядели однородными. Однако, РТ-анализ показал, что они являются пиролюзит-псиломелановыми агрегатами – гидроксиды марганца, в результате окисления, образуют тонкую оболочку на поверхности зерен. Таким образом, установленные РТ особенности строения руд определенным образом влияют на технологических свойствах руды и качество продуктов; определяют перспективность применения именно методов химического обогащения.

Использование РТ позволило решить вопрос о минеральной форме фосфора и особенностях ее микростроения в марганцевых рудах Порожинского месторождения. Зерна, которые под бинокулярным микроскопом принимались за апатит и выглядели однородными (мономинеральными), оказались тонкодисперсными срастаниями: томограммы выявили, что они являются агрегатами апатит-кварц-опалового состава, или тонкодисперсныными срастаниями

апатита с опалом, даже если они сохранили кристаллографическую форму. На томограммах установлено, что опал формирует на поверхности кристаллов и агрегатов апатита почти сплошную оболочку размером до 100 мкм, вполне достаточную, чтобы «маскировать» собственно апатит, понижая его плотность, изменяя характеристики поверхности и препятствуя тем самым выделению этого фосфорсодержащего минерала из руды методами флотации с использованием поверхностно-активных веществ – методами РРС и глубокого обогащения.

В рудах Тагарского железорудного месторождения РТ-анализ позволил установить особенности состава и структурно-текстурный рисунок руд, проследить характер мартитизации в природных агрегатах, обуславливающий, в определенной степени, неоднородность магнетита. На томограммах четко фиксируется 5-6 фаз, главные из которых – магнетит, маггемит и гематит. Окисление магнетита происходит локально, что фиксируется на томограммах в виде «пятнистых» участков. Текстурная неоднородность рудных агрегатов, связанная с тесным срастанием рудообразующих фаз, негативно влияет на их полное раскрытие, прежде всего, магнетита.

В случае техногенного минерального сырья – металлургических шлаков, РТ позволяет выявить фазовую неоднородность, характер распределения и соотношение в шлакообразующей массе основных полезных фаз. Так, рудная часть железосодержащих шлаков была представлена непрерывным изоморфным рядом шпинель-магненит-хромит, и на томограммах наблюдалось пятнистое, каемчатое сложение агрегатов явно вторичного, техногенного происхождения. Эвтектические колонии, четко различимые на томограммах, являются подтверждением одновременного присутствия магнетита двух разновидностей. Полученные данные РТ позволили дать прогнозную оценку технологических свойств железосодержащих шлаков – использование физических методов обогащения для них неэффективно, целесообразно использовать химические методы, принимая во внимание гетерогенное строение основных рудных фаз и их агрегатов, характер их распределения и морфоструктурные характеристики.

Таким образом, использование РТ (с привлечением минералого-петрографических данных) в комплексе современных минералогических методов в сжатые сроки позволяет получать важную технологическую информацию о свойствах сырья, прицельно выполнять последующие прецизионные анализы, и, тем самым, успешно решать задачи технологической минералоги труднообогатимых руд.

СЕКЦИЯ 2. ФЛОТАЦИЯ, РЕАГЕНТЫ, ГРАВИТАЦИЯ, ВОДОПОДГОТОВКА

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ УПОРНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Э.В. Адамов, Л.Н. Крылова

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия, e-mail: krulov@yandex.ru

Извлечение золота из упорных золотосодержащих руд осуществляется выделением флотацией коллективного сульфидного концентрата, бактериальным выщелачиванием концентрата и цианированием вскрытого золота из биокека. Наибольшую сложность для переработки представляют руды, содержащие вместе с арсенопиритом и пиритом значительное количество наиболее легко окисляемого пирротина. Состав флотационных концентратов обогащения значительно влияет на режимы и показатели бактериального выщелачивания и извлечения золота цианированием. При выщелачивании коллективных сульфидных концентратов в каскаде биореакторов, сначала окисляются в основном минералы с меньшим электродным потенциалом, при этом растворение минералов с большим потенциалом замедляется. За счет интенсивного окисления пирротина в головных чанах бактериального выщелачивания сульфидного концентрата температура и значение pH резко повышаются. Значительное повышение температуры при окислении приводит к гибели микроорганизмов и прекращению окисления сульфидов. При увеличении значения pH при биоокислении более 2,0-2,2 скорость окисления сульфидов снижается. В последних чанах окисляется оставшийся арсенопирит, а также антимонит и пирит. Для регулирования температуры при биоокислении первые биореакторы охлаждаются, а последние биореакторы подогревают, что связано с дополнительными затратами.

Для исследований селективной флотации использована упорная сульфидная руда, содержащая 3,60 г/т золота, сульфидные минералы представлены пирротином, арсенопиритом и пиритом.

Исследованиями установлено, что содержание золота в концентратах основной флотации уменьшается при увеличении времени флотации. Содержание золота снижается с 120 г/т при выделении в первую минуту флотации до 65 г/т - в первые три минуты флотации, и до 18 г/т за 12 минут, извлечение золота в концентрат при этом повышается с 52% до 86%.

Изучение кинетики флотации показало, что основное количество арсенопирита извлекается за 2–3 минуты флотации, пирротин начинает активно флотироваться последующие 4–12 минут. Так за две минуты флотации в пенный продукт основной операции при выходе 5,8% и содержании 48 г/т извлекается до 72% золота.

Пирротин окисляется значительно быстрее арсенопирита, полнота окисления поверхности пирротина позволяет определить время, при котором скорость его флотации значительно меньше, чем скорость флотации арсенопирита.

В течение трех минут в основной флотации на оборотной воде в присутствии только вспенивателя в концентрат извлекается 76–82% золота, при выходе 2–3%, содержании 65–100 г/т золота, мышьяка 11-14%, серы сульфидной 13-18% и железа 15-22%.

В выделенном арсенопиритном концентрате почти в равном количестве присутствуют пирит, арсенопирит и пирротин, в пирротиновом концентрате преобладает пирротин 61% при содержании арсенопирита 1,5%. Содержание мышьяка в арсенопиритном концентрате составляет 5,85%, железа 17,23%, в пирротиновом концентрате мышьяка - 0,84%, железа – 45,4%.

В основе реагентного режима в исследованиях флотации руды принят суммарный расход медного купороса 80 г/т, бутилового ксантогената 180 г/т, Т-92 - 80 г/т, время I основной флотации 3 минуты.

Из результатов исследований следует, что в оборотной воде присутствует достаточное количество собирателя и активатора. При использовании оборотной воды с подачей только вспенивателя Т-92, в количестве 10 г/т в I основную операцию флотации без применения других реагентов выделяется концентрат, содержащий от 54,9 и до 135 г/т золота с извлечением 45,23–76,19%. Замена Т-92 на Flotanol C7 с расходом 20 г/т позволяет извлечь до 72% в концентрат, содержащий 65,4–87,77 г/т золота. При флотации на свежей водопроводной воде с подачей только 20 г/т Flotanol C7 содержание золота в концентрате не превышает 29 г/т при извлечении 40%.

Наиболее эффективным вспенивателем в I основной флотации с использованием оборотной воды является сосновое масло, обеспечивающего качество концентрата и высокое извлечение золота. Применение соснового масла позволяет повысить извлечение золота в концентрат по сравнению с реагентами Т-92 и Flotanol C7 на 4–8%, содержащий около 120 г/т. При флотации на свежей воде с различными вспенивателями такого результата нет и качественные концентраты выделить не удается.

Эффективными вспенивателями являются Flotanol C7 и Flotanol H53, расход которых меньше чем Т-92. При замене Т-92 на Flotanol C7 извлечение золота в концентрат повышается на 3,5% при суммарном расходе ксантогената 140 г/т. В открытом цикле необходимый расход Flotanol C7 составляет 35 г/т, а Т-92 - 80 г/т, в непрерывном процессе расход вспенивателя будет уменьшаться, так как он накапливаться в оборотной воде.

Подача бутилового ксантогената в количестве 60–100 г/т и вспенивателя 10 г/т в основную флотацию позволяет получить концентраты с извлечением 42–73% и большим содержанием золота до 130 г/т, при этом извлечение золота в концентрат I основной флотации повышается незначительно, но извлечение золота в суммарный концентрат увеличивается до 85%. Увеличение расхода ксантогената с 80 до 100 г/т не оказывает существенного влияния на основные технологические показатели флотации.

При добавлении медного купороса в I основную флотацию в количестве 80 г/т выделяется концентрат с содержанием золота до 106 г/т и извлечением до 75%.

Подача сернистого натрия в количестве 100 г/т без медного купороса в основную флотацию на водопроводной воде увеличивает выход концентрата до 6% при снижении содержания золота в концентрате до 70 г/т и извлечения до 71%. Снижение качества концентрата и извлечения в него золота происходит в результате восстановительного действия сернистого натрия повышающего флотируемость пирротина и снижающего немного флотацию золотоносного арсенопирита.

При подаче керосина в отсутствии ксантогената извлечение золота в концентрат в I основной флотации повышается почти на 20% при увеличении его выхода на 1,5% и снижении качества концентрата до 53 г/т, увеличивается и выход концентрата II основной флотации, содержание золота в хвостах флотации снижается с 0,90 до 0,70 г/т.

При подаче керосина в присутствии ксантогената извлечение золота в концентрат I основной флотации повышается на 3–4%, вероятно за счет флотации крупных зерен сульфидов и золота. Технологические показатели флотации при подаче керосина в присутствии сернистого натрия не повышаются.

Подача олеиновой кислоты обеспечивает снижение содержания золота в отвальных хвостах, но не менее чем до 0,52 г/т, при этом выделяется кальцитовый-кварцевый продукт, который при выходе 1,02% содержит 0,02 г/т золота при его извлечении 0,004%.

По схеме с промпродуктовой флотацией в открытом цикле выделяется концентрат с содержанием золота 11–15 г/т при извлечении 2,3–4,3% и выходом 1,03–1,4%, хвосты промпродуктовой флотации содержат 1,10–1,6 г/т золота и его извлечение составляет 1,08–1,90%. В I основной флотации за 3 минуты выделяется концентрат, который содержит 65–89 г/т золота, при извлечении до 78–84% и выходе 3,5–3,6%. Выход концентрата в промпродуктовой флотации в замкнутом цикле составляет 0,34%, содержание золота до 16 г/т и извлечение 1,15%.

Введение промпродуктового цикла позволяет проводить основную флотацию в открытом

цикле, что особенно важно при селективной флотации арсенопиритного и пирротинового концентратов, основанной на кинетике флотации минералов. При степени измельчения руды 85% класса минус 0,071 мм без доизмельчения промпродукта не удается снизить содержание золота в хвостах промпродуктовой флотации менее 1 г/т. Введение цикла промпродуктовой флотации эффективно только при доизмельчения промпродукта до 95–98% класса минус 0,071 мм, и позволяет снизить содержание золота в хвостах цикла до содержания золота в отвальных хвостах.

Применение ДМДК несколько улучшает селективность процесса, при содержании железа в концентрате первой основной флотации 18%, содержание железа в концентрате II основной флотации после двух перечистных операций составляет 40%, извлечение золота изменяется незначительно.

При подаче реагента ДЭТА в основную флотацию содержание золота в концентрате увеличивается до 170 г/т без повышения его извлечения по сравнению с основным реагентным режимом, при увеличении расхода ДЭТА выход концентрата снижается, извлечение золота повышается. Вероятной причиной повышения содержания золота в концентрат является депрессия пирротина, содержащего небольшое количество золота, и извлечение арсенопирита, в котором значительно больше содержится золота.

Рациональное распределение селективных пирротинового и арсенопиритового концентратов золотосодержащей руды в каскаде биореакторов позволяет ускорить начало активного окисления арсенопирита, пирита, устранить резкое повышение температуры в первых чанах, упростить регулирование температуры и значения pH при биоокислении.

РАЗДЕЛЕНИЕ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ФЕРРОМАГНИТНОГО ДЕПРЕССОРА ГАЛЕНИТА

Н.С. Бектурганов, Н.К. Тусупбаев, Ж.А. Ержанова, Д.К. Турысбеков, Л.В. Семушкина, Ж.А. Калдыбаева, А.М. Мухамедилова

АО «Центр наук о земле, металлургии и обогащения», Республика Казахстан, г. Алматы

Выделение из полиметаллических руд одноименных концентратов меди, свинца и цинка представляет весьма сложную задачу. Для металлургического передела весьма важно качество одноименных концентратов, которого чаще всего можно достичь флотационным обогащением. Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, использованием новых модифицированных флотационных реагентов и их сочетаний [1].

В настоящее время для разделения коллективного медно-свинцового концентрата существует несколько распространенных методик, промышленное применение среди которых в странах СНГ нашли цианидная и сульфитная технологии [2-5]. Однако цианидная технология является экологически нецелесообразной, а при сульфитном методе селекции отмечается большой расход сульфита натрия (3-4 кг/т) и железного купороса (5-6 кг/т). Поэтому разработка новых способов разделения коллективных концентратов с применением новых реагентов-депрессоров является важной задачей при флотационном обогащении руд цветных металлов.

Ранее проведены исследования с различными ферромагнитными материалами -депрессорами галенита [6-9], позволяющими селективно разделить медно-свинцовый концентрат на разноименные в узком значении pH 5,6-5,8 при полном исключении железного купороса и сульфита натрия. Для расширения pH среды и повышения удельной поверхности ферромагнитного материала были использованы промышленные порошкообразные ферриты размером 5-20 мк (рисунок 1). В результате применения этого депрессора галенита процесс селекции медно-свинцового концентрата проходил более контрастно при pH 5,5-6,5, а расход его составил 3-5 кг /т концентрата [9].

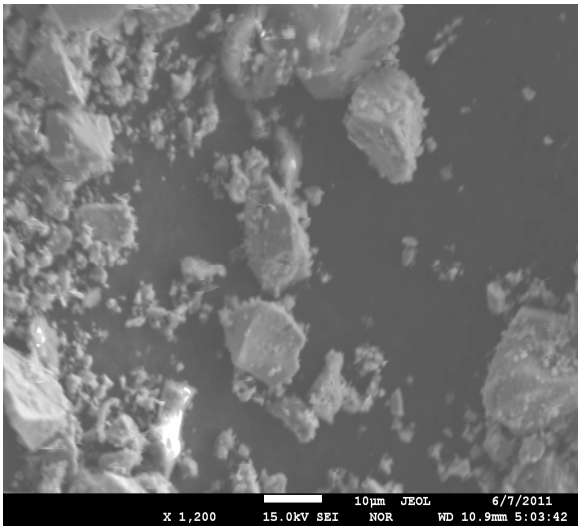


Рисунок 1. Промышленный ферромагнетит Fe_3O_4

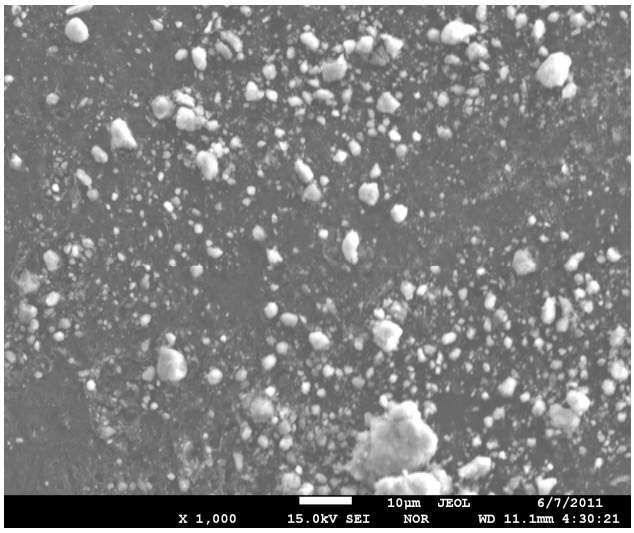


Рисунок 2. Синтезированный ферромагнетит Fe_3O_4

Проведены исследования с применением в качестве депрессора галенита синтезированного наноразмерного ферромагнитного материала, который был получен путем диспергирования порошкообразного ферромагнитного материала ультразвуком и с последующей стабилизацией поверхностно-активными веществами (рисунок 2).

Пробы наноразмерного ферромагнитного материала исследовались на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. После расчета РЭМ-снимка при увеличении X2000 обнаружен факт наличия 2 пиков распределения частиц по размерам: 35% 0,02 мкм (20 нм) и 17% 0,1 мкм (100 нм) (рисунок 3).

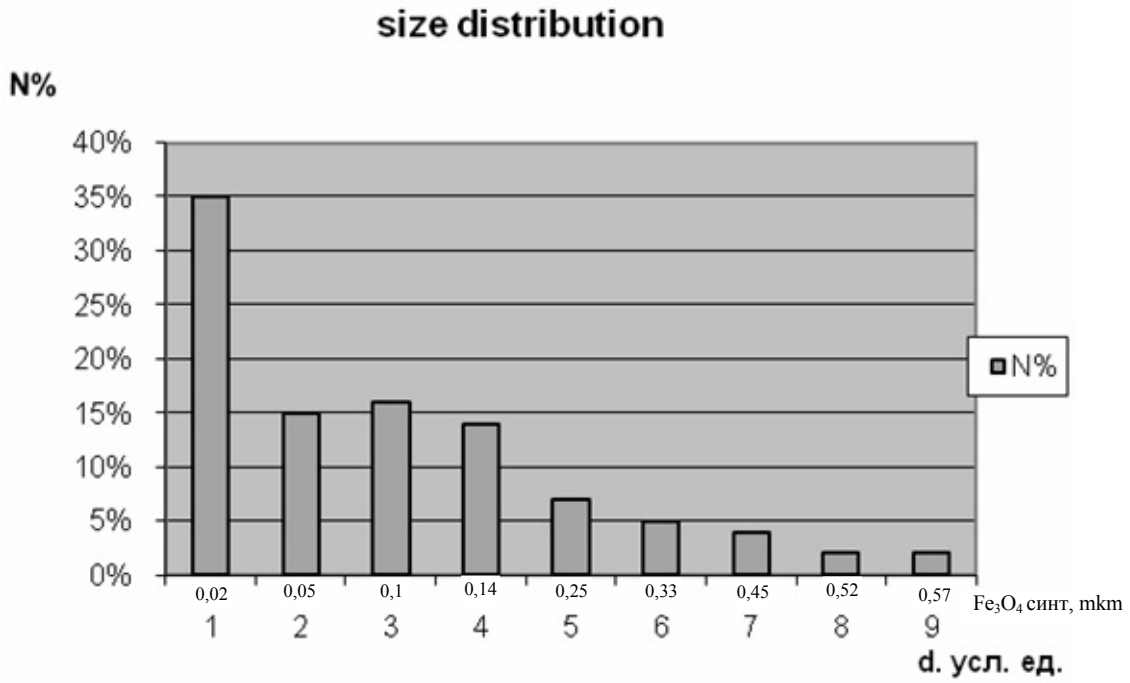


Рисунок 3. Гистограмма распределения частиц синтетического ферромагнетита Fe_3O_4 по размерам

Методами потенциометрического титрования и микроэлектрофореза исследованы электроповерхностные свойства водных дисперсий ферромагнитного наномодификатора. Исходя из зависимости ζ–pH частиц исследованного образца при различных ионных силах фонового раствора NaCl (10^{-3}, 10^{-2} и $5.5 \cdot 10^{-2}$ М) определена изоэлектрическая точка ($pH_{иэт}$) и точка нулевого заряда (ТНЗ) ферромагнитных частиц, которые составили 5,9 и 6,5 соответственно. Показано, что положение $pH_{иэт}$ и ТНЗ практически не зависит от ионной силы раствора, что свидетельствует об отсутствии специфической адсорбции ионов Na^+ и Cl^-. Как показали флотационные опыты эффективная селекция медно-свинцового концентрата происходит в интервале pH 5,5-6,5 что соответствует точкам $pH_{иэт}$ и ТНЗ частиц ферромагнитного депрессора.

Установление оптимальных условий селекции коллективного медно-свинцового концентрата с применением полученного ферромагнитного наномодификатора проводилось на полиметаллической руде Артемьевского месторождения. Оптимальным расходом нового депрессора галенита для наилучшего разделения меди и свинца является расход 15 г/т коллективного концентрата. При этом получен медный концентрат с содержанием меди 28,6% при извлечении 71,5% и свинцовый концентрат с содержанием свинца 45,3% при извлечении 85,3%. Содержание свинца в медном концентрате и меди в свинцовом концентрате не превышает 5%.

Также проведены исследования по получению ферромагнитного наномодификатора с применением вибрационной микро-мельницы «Pulverisette 0» (фирма FRITSCH). В этом случае количество наноразмерных частиц ферромагнитного депрессора, по сравнению с синтезированным, уменьшается на 10-15%. Вследствие этого расход депрессора во флотации увеличивается до 70-80 г/т. Но способ получения реагента с применением планетарной мельницы более выгоден с практической точки зрения.

Список использованных источников

1. Жарменов А.А. и др. Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Теория и технология обогащения природного и техногенного минерального сырья.- Алматы, 2008.-Т.2.-462 с.
2. Кошербаев К.Т. //Труды КазПТИ, вып.2. Металлургия и металловедение. Алматы, 1975. С.114-119.
3. Бакинов К.Г. Разработка и исследование бесцианидной технологии разделения свинцово-медных концентратов (с применением Na_2SO_3 и $FeSO_4$)//Канд. диссертация. Ленинград, 1964. 165 с.
4. Кошербаев К.Т., Брискман Б.Ш. // Сб. Металлургия и металловедение. Алма-Ата, КазПТИ, 1974. С.18-20.
5. Бакинов К.Г. // Цветные металлы, 1974. №7. С.93-96.
6. Тусупбаев Н.К. О возможном механизме депрессии галенита с помощью парамагнитного материала //Комплексное использование минерального сырья, 2008.- № 6.- С. 49-55.
7. Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Муханова А.А. Влияние парамагнитных материалов на селекцию коллективного медно-свинцового концентрата //Цветные металлы, 2010.-№ 4. – С. 26-28.
8. Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Муханова А.А., Қалдыбаева Ж. А. «Способ разделения медно – свинцового концентрата» - Предпатент РК № 20209 – от 17.11.2008. – Бюл. № 11. – 6 с.
9. Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В., Ержанова Ж.А., Билялова С.М. Новый парамагнитный депрессор для селекции медно-свинцового концентрата полиметаллической руды Артемьевского месторождения. - Труды Международной научно-практической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», Екатеринбург. 2010.- С.166-169.

ИЗЫСКАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННОЙ СУРЬМЫ

С.А. Богидаев, Г.В. Михеев

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), Россия, г. Иркустк, e-mail: miheev@irgiredmet.ru

По результатам ранее выполненных исследований руды, с содержанием сурьмы порядка 3%, по флотационной и гравитационно-флотационной схемам обогащения получено технологическое извлечение 72,1 и 77,8% соответственно, при этом содержание в хвостах ценного компонента 0,87 и 0,79%.

Учитывая сравнительно низкое содержание сурьмы в исходной руде, планируемой к переработке (содержание сурьмы 2%), разработана технология, включающая операции предконцентрации (рентгенорадиометрическая сепарация РРС и тяжелосредная сепарация ТСС) и гравитационно-флотационное обогащение концентратов предконцентрации а также класса минус 2 мм исходной руды. При исходном содержании в руде сурьмы 2,21% извлечение составило 75,4%, полученные хвосты РРС и ТСС (0,26 и 0,37%) значительно отличались от хвостов флотации (1,42%) по содержанию ценного компонента. Указанное отличие обуславливается присутствием в исходной руде окисленных минералов сурьмы 25%, которые при использовании РРС и ТСС концентрируются в обогащенных продуктах и поступают на флотацию. Перечистка хвостов флотации на концентрационном столе позволила снизить содержание сурьмы до 1,35%, с получением концентрата с массовой долей сурьмы 15,8% при извлечении 7,9% по операции.

В ходе проведенных дальнейших исследований для доизвлечения окисленной сурьмы из хвостов флотации был проверен и предложен комплексный реагент-собиратель на основе жирных кислот (КР-1). К Р-1 – комплексный собиратель на основе жирных кислот, состоящий из трех компонентов: 1) «Даллес» - смесь натриевых солей жирных кислот; 2) «БТ-1С» – водная паста натриевых солей карбоновых кислот; 3) «Аспарал Ф» – натриевая соль, производная аспарагиновой кислоты.

При флотационном обогащении с данным реагентом были получены следующие результаты: выход концентрата перечистки составил 1,4%, при содержании сурьмы 11,7%, извлечение 9,5%. Хвосты флотации были снижены до 1,26%. Извлечение окисленных минералов сурьмы обусловлено проявлением синергетического эффекта комплексного реагента за счет присутствия в нем насыщенных и ненасыщенных жирных кислот и диспергатора. Составляющие данного реагента производятся в промышленности и сам КР-1 может изготовляться на месте использования.

К настоящему времени механизм процесса флотационного извлечения Sb_2O_3 окончательно не установлен. В представленной работе для выявления механизма взаимодействия собирателя со Sb_2O_3 были выполнены квантово-химические расчеты электронного строения и энергии взаимодействия системы «собиратель - Sb_2O_3», с учетом эффектов растворителя по методу ab initio.

Результаты расчета приведены в таблице 1. Минимальная энергия на рассматриваемом интервале расстояний равна 24,1 Кдж/моль. Это значение ниже, чем энергия химических связей и характерна для донорно-акцепторных взаимодействий. Энергия активации системы составляет 10,5 Кдж/моль.

Для выяснения механизма взаимодействия компонентов системы «собиратель— Sb_2O_3» нами были рассчитаны заряды на атомах, заселенность валентных орбиталей сурьмы и кислорода в составе Sb_2O_3 и соответствующие параметры для кислорода в составе карбоксильной группы собирателя (таблица 2). При расчете расстояние между компонентами системы соответствовало точке энергетического минимума (рисунок 1).

Таблица 1. Энергия взаимодействия компонентов системы «олеат натрия— Sb_2O_3» в зависимости от расстояния.

Расстояние между компонентами системы, А	Энергия взаимодействия, ΔE, КДж/моль	Расстояние между компонентами системы, А	Энергия взаимодействия, ΔE, КДж/моль
2,4	7,5	4,4	10,5
2,8	-13,3	4,8	6,9
3	-24,1	5,2	2,8
3,2	-18,1	5,6	1,5
3,6	-6,5	6	0,4
4	7,2	6,4	0

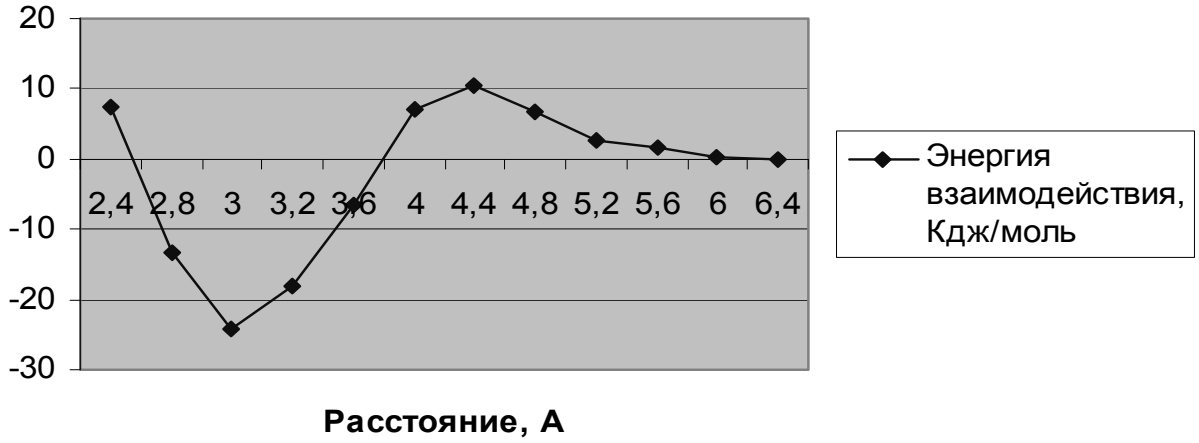


Рисунок 1. Энергия взаимодействия компонентов системы «собиратель - Sb_2O_3»

Таблица 2. Заселенность орбиталей и эффективные заряды(q) на атомах сурьмы и кислорода в Sb_2O_3 и на карбоксильном атоме кислорода в составе функциональной группы COONa для системы «собиратель - Sb_2O_3»

Расчитаные параметры	Заряды на атомах и заселенность орбиталей(э.е.)	Расчитаные параметры	Заряды на атомах и заселенность орбиталей(э.е.)
qO	-1.40	2s	-2.49
qSb	1.74	2p	-4.98
5s	-1.88	qO(COONa)	-0.48
5p	-1.62	2sO(COONa)	-0,27
		2pO(COONa)	-0,29

Из таблицы 2 видно, что заряд на атоме кислорода в составе Sb_2O_3 изменился незначительно по сравнению с исходным Sb_2O_3 (таблица 1), заряд же на атоме Sb равен 1.70 и изменился по сравнению с данными таблицы 1 на 0.22 э.е. Общее увеличение отрицательного заряда на Sb_2O_3 составило 0.26 э.е. Примерно на такую же величину уменьшился заряд на кислороде группы COO, это дает основание утверждать, что механизм процесса флотации обусловлен взаимодействием электронных оболочек Sb и карбоксильного кислорода. При этом заряд на 2s – орбитали карбоксильного кислорода практически не изменился по сравнению с зарядом в исходном олеате натрия. Поскольку валентные орбитали кислорода существуют в sp^2 – гибридизации, то и на валентных гибридизованных sp^2 – орбиталях заряд должен оставаться неизменным. Следовательно, заряд с атома кислорода на атом сурьмы может перейти только с неподеленной электронной пары

кислорода, которая локализована на гибридной sp^2 орбитали.

Таким образом, флотационный эффект обусловлен делокализацией неподеленной электронной пары гибридной sp^2 орбитали кислорода в группе COO на p-орбиталях атома Sb. Энергия взаимодействия составляет 24.1 Кдж/моль. Энергия активации системы составляет 10,5 Кдж/моль.

Для доизвлечения окисленных форм сурьмы может быть рекомендован комплексный реагент-собиратель КР-1. В настоящее время продолжаются поисковые работы по повышению извлечения окисленной сурьмы, на основании подбора реагентного режима.

ФЛОТАЦИОННОЕ ВЫДЕЛЕНИЕ ОРГАНИЧЕСКОГО УГЛЕРОДА ИЗ СУЛЬФИДНЫХ И СМЕШАННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

А.И. Богудлова, В.П. Бескровная, Г.И. Войлошников

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), Россия, г. Иркутск, *e-mail:* lab1@irgiredmet.ru

При общем снижении качества перерабатываемых руд в переработку все чаще вовлекаются труднообогатимые, сложные по вещественному составу руды, характеризующиеся низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью и наличием примесей, отрицательно влияющих на процесс обогащения. К таковым относятся, в частности, руды, содержащие углистые вещества, которые при флотации сульфидов переходят в концентрат, значительно увеличивая его выход и снижая содержание золота. Кроме того, обладая сорбционной активностью по отношению к золоту, углистое вещество придает дополнительную упорность сульфидным концентратам, затрудняя их гидрометаллургическую переработку.

Одним из способов минимизировать содержание органического углерода в сульфидных концентратах является флотация. Разработка данной технологии проводилась на малосульфидной золотосодержащей руде с массовой долей органического углерода 0,14%.

В результате выполненных исследований разработаны два варианта схемы флотации: 1- выделение углистого продукта в голове сульфидной флотации; 2 - выделение углистой фракции из готового флотоконцентрата в цикле его доизмельчения и классификации, с использованием реагентного режима флотации, разработанного для выделения углерода в голове обогащения.

Первый вариант позволил сократить выход сульфидного концентрата на 25-30%, а содержание органического углерода от 0,77 до 0,24%.

Преимуществом второго варианта является сокращение потерь золота с углеродным концентратом, однако, содержание $C_{орг}$ в сульфидном концентрате в два раза выше, чем по первому варианту (0,54%).

По разработанным схемам проведены полупромышленные испытания на пробе золотосодержащей смешанной руды, в результате которых наработан сульфидный концентрат при выходе 5,5% с извлечением в него золота 76,8% при среднем содержании металла 23,1 г/т, серы 21,5, $C_{орг}$ 0,4%; первичный углистый концентрат с выходом 1,5%, содержанием $C_{орг}$ 1,93%, серы 2,3%, золота 3,56 г/т и извлечением в него металла 4,1% (вариант 1). При перечистке первичного углистого концентрата получен углеродный концентрат при выходе от руды 0,54% с содержанием золота 20 г/т, серы 7,0%, $C_{орг}$ 10,5%. Исследования по перечистке первичного углистого концентрата, проведенные в Иргиредмете, показали возможность снижения извлечения золота в углеродный концентрат до 2,8% при содержании 10-12 г/т.

При проведении исследований по флотации углерода из сульфидно-углеродного концентрата (вариант 2), был получен углеродный концентрат с выходом от руды 0,8% содержащий 8% $C_{орг}$ и 20 г/т золота. Извлечение органического углерода от руды составило 36% при извлечении металла до 9,0%.

На способ выделения углерода из углеродисто-сульфидной пульпы с использованием водооборота оформлена заявка на предполагаемое изобретение.

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ПРОЦЕССА ФИЛЬТРАЦИИ КРАСНЫХ ШЛАМОВ

В.Н. Бричкин, Н.В. Николаева

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Санкт-Петербургский государственный горный университет» (ФГБЩУ ВПО «СПГГУ»), Россия, г.Санкт-Петербург

Основные алюминиевые заводы по всему миру до сих пор используют процесс Байера, запатентованный около 120 лет назад, для производства алюминия из бокситов. В результате работы этих алюминиевых заводов образуются отходы (красные шламы), состоящие, в основном, из оксидов железа, алюминия, титана и других полезных металлов. Эти отходы являются тонко измельченными отходами, содержащими большое количество как ценных компонентов, извлечение многих из которых может быть рентабельным, так и концентрированной едкой щелочи, что негативно сказывается на окружающей среде. В настоящее время количество накопленных (из-за отсутствия переработки) отходов исчисляется сотнями миллионов тонн. Существует несколько вариантов использования красных шламов, но для этого, в первую очередь, следует удалить из красных шламов едкую щелочь. Для этих целей используются процессы сгущения и фильтрации.

Из всех процессов разделения твердой и жидкой фаз фильтрование наиболее широко применяется в обогащении полезных ископаемых и гидрометаллургии. Его используют как для отделения твердой фазы от раствора в плотных пульпах, так и для осветления растворов, содержащих незначительное количество твердых частиц.

Закономерности фильтрования сложны и зависят как от свойств твердой фазы, раствора, фильтровальных перегородок и конструкции фильтра, так и от условий фильтрования. Так, при фильтровании, проводимом при постоянном давлении, создаваемым подключением фильтра к вакуум-системе или системе сжатого воздуха, с ростом толщины осадка на фильтре падает скорость фильтрации.

Количественно процесс фильтрования описывают кинетическими уравнениями, связывающие скорость фильтрования с параметрами процесса и свойствами твердых частиц, жидкой фазы и фильтровальной перегородки. Практическое использование кинетических уравнений требует экспериментального определения ряда величин, называемых постоянными фильтрования, таких как удельное сопротивление осадка и фильтровальной перегородки, отношение объема осадка к объему фильтрата, начальная скорость фильтрования.

Вид формул для кинетики фильтрования при постоянном давлении зависит, прежде всего, от типа фильтрования, определить который можно по характеру зависимостей между переменными, и применимо как к несжимаемым, так и к сжимаемым осадкам.

Уравнение фильтрования при постоянной разности давлений выглядит следующим образом:

$$V^2 + 2\frac{R_m A}{r_c \cdot æ} V = 2\frac{\Delta p A^2}{\eta_L \cdot r_c \cdot æ} t \qquad (1)$$

или

$$\frac{t}{V} = \left[\frac{\eta_L \cdot r_c æ}{2\Delta p A^2}\right] V + \left[\frac{R_m \eta_L}{\Delta p A}\right] \rightarrow \quad \frac{t}{V} = mV + b \qquad (2)$$

где постоянные m и b определяются равенствами: $m = \frac{\eta_L \cdot r_c \cdot æ}{2\Delta \mathrm{p} \mathrm{A}^2}$, $b = \frac{\eta_L \cdot R_m}{\Delta \mathrm{p} \mathrm{A}}$;

отношение объемов осадка и фильтрата $æ = \frac{C_v}{1 - \varepsilon - C_v}$.

Были проведены исследования по фильтрованию пробы красных шламов при различных условиях. Изучалось влияние расхода щелочи и давления на процесс фильтрования при отношении Ж:Т равном 3:1. Жидкая фаза представляла щелочной раствор, содержащий 3 г/л NaOH, 6 г/л NaOH, 12 г/л NaOH.

На основании полученных экспериментальных данных были рассчитаны постоянные процесса фильтрования с образованием осадка (таблица 1) и рисунок 1.

Таблица 1. Данные для вычисления коэффициентов процесса фильтрации с образованием осадка

Давление, Па	Время, мин.	Высота кека, мм	Масса кека, г		Отношение объемов осадка и фильтрата, æ	m	b	Удельное объемное сопротивление осадка, r_c
			Влажный	Сухой				
Концентрация щелочи = 3 г/л, pH =1,75								
100000	32	18,2	63,31	40,4	0,58003195	4,078E+11	5117140	3,06907E+14
150000	19,3	18,1	64,78	42,72	0,56320305	2,690E+11	3596240	3,38811E+14
200000	17,3	17,6	63,19	39,99	0,55103550	2,084E+11	2753130	3,04957E+14
250000	15,3	17,4	60,9	40,61	0,53775517	1,788E+11	2339230	3,88865E+14
300000	13,2	17,1	60,37	40,4	0,53759851	1,52E+11	2019310	4,02916E+14
350000	10	17	61,87	41	0,51263218	1,264E+11	1750750	3,77640E+14
400000	10	16,8	60,83	40,47	0,50932212	1,210E+11	1644360	4,18402E+14
Концентрация щелочи = 6 г/л, pH = 13,16								
100000	20	20,5	67,17	42,97	0,70730406	3,08E+11	4,37E+06	2,340E+14
150000	18	20,1	73,75	48,33	0,673259904	2,99E+11	3,29E+06	3,691E+14
200000	15	20,1	63,72	42,35	0,672834903	2,38E+11	2,51E+06	4,09E+14
250000	12	18,5	62,99	42,14	0,596551376	1,89E+11	2,31E+06	4,151E+14
300000	16	17,6	65,83	44,1	0,549899152	1,87E+11	2,58E+06	4,933E+14
350000	9	16,9	75,89	50,91	0,543851575	1,59E+11	1,73E+06	4,894E+14
400000	7	16,8	75,81	51,73	0,506714863	1,35E+11	1,55E+06	4,971E+14
Концентрация щелочи =12 г/л, pH = 13,40								
100000	27,2	21,1	75,37	48,05	0,731248985	5,01E+11	5,62E+06	3,758E+14
150000	17,2	17,9	66,06	42,79	0,553535027	2,60E+11	3,84E+06	3,085E+14
200000	17,3	17,8	65,65	43,04	0,551954574	2,23E+11	3,33E+06	3,675E+14
250000	14	17,5	67,05	44,69	0,551223337	1,85E+11	2,70E+06	4,018E+14
300000	13	17,4	63,08	40,7	0,550426627	1,60E+11	2,43E+06	3,747E+14
350000	10	17,4	65,62	43,11	0,536036913	1,40E+11	2,09E+06	4,067E+14
400000	9,2	17,4	65,45	44,32	0,534484365	1,23E+11	1,91E+06	4,515E+14

Для случая фильтрования с образованием осадка вначале имеет место некоторое увеличение сопротивления фильтровальной перегородки вследствие проникновения в поры небольшого количества тонких частиц, однако далее оно остается постоянным. Сопротивление же осадка возрастает. Объем осадка на фильтре, пропорционален объему фильтрата и зависит от толщины слоя осадка.

По полученным результатам можно сделать следующее заключение. Повышение pH пульпы снижает динамическую вязкость жидкой фазы, которая более интенсивно увлекает за собой тонкодисперсные частицы и на начальном этапе частично закупоривает поры фильтрующей перегородки. С другой стороны приводит к образованию более плотного осадка и как следствие к небольшому возрастанию его удельного объемного сопротивления. Это доказывает, что изменения удельного сопротивления осадка и скорости фильтрования обусловлены степенью агрегации и пептизации твердых частиц в зависимости от концентрации щелочи.

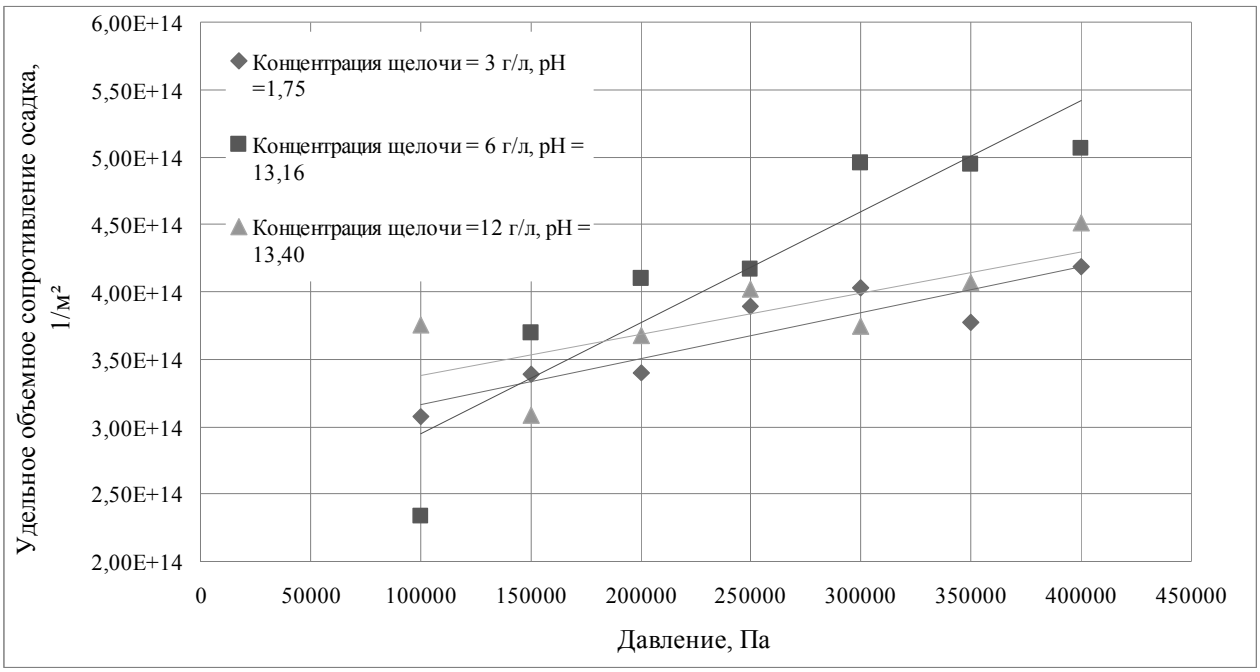


Рисунок 1. Влияние давления на удельное объемное сопротивление осадка

Работа выполнена при поддержке грантов Германской службы академических обменов DAAD по программе «Михаил Ломоносов» 2011 г. №A/10/73132 совместно с грантом Министерства образования и науки РФ «Развитие потенциала высшей школы (2009-2011)» на 2011/2012 уч. год №РНП 2.2.2.3. 15095.

ВЛИЯНИЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ СУЛЬФИДОВ ИЗ ОКИСЛЕННОЙ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ ВАЛЕНТОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В.Е. Вигдергауз[1], Д.В. Макаров[2], Е.В. Белогуб[3], Э.А. Шрадер[1], И.Н. Кузнецова[1], И.В. Бочарова[1], М.В. Заботнина[3]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: vigderg@mail.ru
[2]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН (ИППЭС КНЦ РАН), Россия, Апатиты, e-mail: makarov@inep.ksc.ru
[3]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт минералогии Уральского отделения РАН (ИМин УрО РАН), Россия, г. Миасс, e-mail: bel@mineralogy.ru

В связи с истощением традиционных источников цветных металлов, для вовлечения в эксплуатацию зон окисления месторождений проводятся исследования их строения, форм нахождения в них основных компонентов и их технологических свойств [1, 2]. На примере колчеданных медно-цинковых руд Урала месторождений Летнее, Яман-Касы и Валенторское изучалось влияние гипергенеза на минеральный состав руд и извлечение цветных металлов методом флотации. Установлено образование сульфатов металлов и снижение показателей

флотации по мере увеличения длительности окисления [3,4]. Показано, что выщелачивание окисленных соединений дистиллированной водой позволяет повысить извлечение сфалерита и халькопирита при флотации. Еще более значительный эффект получен после обработки окисленной пробы ультразвуком. Дальнейший рост флотируемости сульфидов наблюдается при последовательном применении выщелачивания и ультразвуковой обработки.

В данной работе приведены результаты исследований влияния выщелачивания 0,1н H_2SO_4 на флотируемость сульфидов из пробы окисленной руды Валенторского месторождения.

Медно-цинковая колчеданная руда Валенторского месторождения состоит, в основном, из сфалерита, халькопирита и пирита.

Моделирование гипергенеза проводилось в условиях испарительного режима в Институте промышленной экологии Севера КНЦ РАН. Пробы руды помещали в термостатируемые при 45^0С ячейки, периодически увлажняли дистиллированной водой. Высушенные пробы запаивали в полиэтиленовых пакетах, заполнив их инертным газом. Образцы исходной руды и проб после окисления в течение 50 суток и выщелачивания 0,1 н H_2SO_4 были предоставлены в ИПКОН РАН для исследования их флотируемости. Крупность материала была -71+0 мкм, навески по 60 г. Содержание цинка составляло 27,3 -31,1%, меди – 6,7 – 9,5%, железа - 14,6 – 14,8%. Флотация проводилась на навесках по 5 г в лабораторной флотационной машине ФМ2М института Механобр. Объем камеры составлял 100 см^3. Флотацию вели в боратном буфере с pH 9,9. Собирателем служил бутиловый ксантогенат калия, вспенивателем – метилизобутилкарбинол. Для активации сфалерита подавали медный купорос в количестве 600 г/т.

Результаты флотации проб, не подвергнутых окислению, окисленных в режиме увлажнение-высыхание и окисленных с последующим выщелачиванием 0,1 н H_2SO_4 представлены на рисунке 1. Можно видеть, что при расходе ксантогената 20 г/т выход концентрата при флотации неокисленной пробы составил 26,6%, извлечение меди было 24,3%, цинка 37,6%.

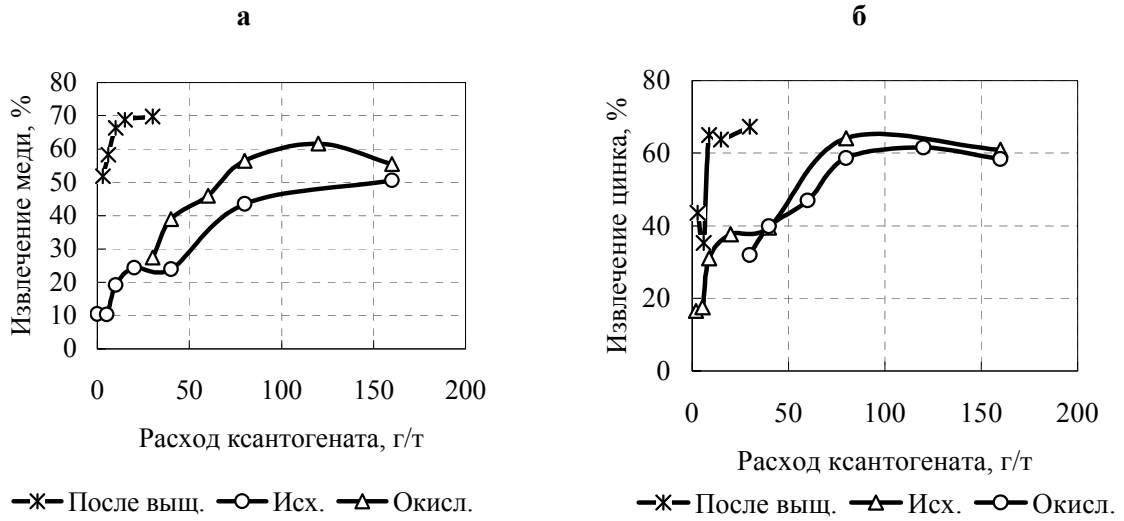


Рисунок 1. Влияние расхода бутилового ксантогената на извлечение меди (а) и цинка (б) из проб руды Валенторского месторождения

По результатам оптического анализа (таблица 1) в концентрате содержание сфалерита в три раза выше, чем халькопирита, пирит практически весь уходит в хвосты. При флотации окисленной пробы, близком расходе ксантогената (30 г/т) и практически идентичном выходе концентрата извлечение меди было 27,4%, цинка – 31,9%. Концентрат содержал сфалерит и халькопирит в соотношении 2:1. В хвосты уходит значительное количество сфалерита и почти такое же количество халькопирита, как и в концентрат. Пирит практически весь уходит в

хвосты. После сернокислотного выщелачивания сульфиды на 40-50% флотируются без собирателя или при низких его расходах. При дозировке бутилового ксантогената 15 г/т выход концентрата был 55,8%, извлечение меди 68,8%, цинка 63,7%. Основу концентрата составляют сфалерит, халькопирит и пирит. По сравнению с предшествующими опытами в концентрате значительно больше пирита. Показатели флотации, близкие к полученным для окисленной пробы, достигнуты при расходе собирателя, примерно в 5 раз меньшем.

Таблица 1. Содержания сульфидов в концентратах и хвостах, рассчитанные полуколичественным методом

Вид пробы	Расход ксантогената, г/т	Продукты флотации	Содержание минералов, рассчитанных площадным методом, %		
			Sph	Cpy	Py
Исходная проба	20	Концентрат	75	25	1,5
		Хвосты	49	34	17
Окисленная в течение 50 суток	30	Концентрат	67	31	2
		Хвосты	55	35	10
Окисленная с последующим выщелачиванием 0,1 н H_2SO_4	15	Концентрат	55	33	12
		Хвосты	52	35	14

Из приведенных данных следует, что сернокислотная обработка обеспечивает значительный рост флотируемости сульфидов из медно-цинковой руды, подвергнутой окислению.

Список использованных источников

1. Белогуб Е.В. Гипергенез сульфидных месторождений Южного Урала: Автореф. дис. д-ра г.-м. наук.- С.Петербург., 2009. – 40 с.
2. Чантурия В.А., Макаров В.Н., Макаров Д.В. Экологические и технологические проблемы переработки техногенного сульфидсодержащего сырья.- Апатиты: КНЦ РАН, 2005.
3. Вигдергауз В.Е., Макаров Д.В., Зоренко И.В., Белогуб Е.В., Маляренок М.Н., Шрадер Э.А.,Кузнецова И.Н. Влияние структурных особенностей медно-цинковых руд Урала на их окисление и изменение технологических свойств//ФТПРПИ. – 2008. – N. 4. – С. 101 – 110.
4. Вигдергауз В.Е., Макаров Д.В., Белогуб Е.В., Шрадер Э.А., Кузнецова И.Н., Зоренко И.В., Саркисова Л.М. Влияние окисления на технологические свойства медно-цинковой руды Валенторского месторождения // ФТПРПИ.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ КАРБОНАТНО-ФЛЮОРИТОВЫХ РУД ПРИМОРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

О.В. Воронова, Л.А. Киенко

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: Olya-vo@mail.ru

Трудности переработки тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд заключается в постоянном ухудшении качества исходного сырья, что влечёт за собой необходимость совершенствования технологии флотации в том числе: изыскания новых флотореагентов и их сочетаний, установления оптимальной продолжительности их контактирования с пульпой и выявления более эффективных способов омыления жирных кислот для обогащения комплексных руд сложного состава.

На карбонатно-флюоритовых рудах Вознесенского рудного района, являющегося базовым сырьём Ярославской горнорудной компании, проведены эксперименты с

использованием в качестве собирателя смесей жирных кислот талового масла (ЖКТМ) с техническим мылом, олеиновой кислотой и нафтеновыми кислотами. Полученные результаты показали, что подача комбинации реагентов сопровождается ростом технологических показателей. Кроме того, дозирование используемой смеси ЖКТМ с техническим мылом, ЖКТМ с олеиновой кислотой по всем признакам сопровождается выраженным эффектом синергизма – явления, характеризующегося повышением активности реагентов при их смешении. Активность собирательной смеси при этом существенно превышает сумму эффектов от действия отдельных компонентов, с сохранением селективности флотации. Действие сочетания жирнокислотных собирателей позволяет существенно повысить извлечение флюорита в концентрат (до 70,64-72,6% против 65%) при неизменно высоком качестве, в сравнении с использованием ЖКТМ как монособирателя. Утилизация кальцита с хвостами основной флотации составляет 68,37-75,74%. Более подробно это отражено в наших работах (журнал «Обогащение руд» №3 2009 г.).

Таблица. Влияние времени контактирования пульпы с реагентами на результаты флотации

Наименование продукта	Выход, %	Содержание,%		Извлечение,%		Время агитации, мин.
		CaF_2	$CaCO_3$	CaF_2	$CaCO_3$	
Концентрат	24,85	90,21	1,10	63,29	3,45	3
Промпродукт 5+6	8,63	46,19	9,81	11,25	10,47	
Промпродукт 3+4	10,77	25,30	16,40	7,69	21,84	
Промпродукт 2	8,43	18,40	18,80	4,38	19,60	
Промпродукт 1	15,85	16,45	13,20	7,36	25,88	
Хвосты	31,47	6,79	4,90	6,03	18,76	
Руда	100,00	35,42	8,09	100,00	100,00	
Концентрат	26,72	90,02	1,25	68,40	4,18	10
Промпродукт 5+6	8,08	50,10	10,60	11,51	10,52	
Промпродукт 3+4	12,30	19,60	18,50	6,86	27,94	
Промпродукт 2	8,62	13,00	18,95	3,19	20,06	
Промпродукт 1	14,62	12,80	11,90	5,32	21,37	
Хвосты	29,66	5,60	4,45	4,72	15,93	
Руда	100,00	35,17	8,14	100,00	100,00	
Концентрат	30,84	89,14	1,80	77,49	6,88	20
Промпродукт 5+6	9,60	34,67	14,57	9,38	17,35	
Промпродукт 3+4	9,30	16,00	19,40	4,19	22,38	
Промпродукт 2	8,68	11,20	19,00	2,74	20,46	
Промпродукт 1	110,47	11,00	11,85	3,56	16,86	
Хвосты	30,11	3,12	4,30	2,64	16,07	
Руда	100,00	35,48	8,06	100,00	100,00	
Концентрат	29,84	88,98	1,86	75,29	6,92	30
Промпродукт 5+6	8,50	39,79	12,90	9,62	13,68	
Промпродукт 3+4	9,06	17,45	19,60	4,48	22,15	
Промпродукт 2	8,51	11,20	18,80	2,70	19,95	
Промпродукт 1	11,95	12,05	12,20	4,08	18,18	
Хвосты	32,14	4,20	4,77	3,83	19,12	
Руда	100,00	35,27	8,02	100,00	100,00	

Время контактирования пульпы с реагентами также является важным фактором, влияющим на результаты флотации. Скорость адсорбции собирателя на поверхности минерала, а также количественная и качественная характеристики этого процесса зависят от многих факторов: от концентрации реагента в объёме пульпы, химической природы и структуры реагента и минерала, от диффузии молекул собирателя к поверхности минерала и скольжения вдоль неё. Развитая общая площадь поверхности минералов, обусловленная очень тонким измельчением, предполагает наличие определённых условий (в том числе интенсивность перемешивания, время агитации и др.)

для контакта всех составляющих её частиц с необходимым набором реагентов. Следует отметить, что в частицах минералов при сверхтонком измельчении может образоваться большое число структурных дефектов. Поэтому условия и время контактирования пульпы с реагентами перед флотацией может оказывать существенное влияние на конечные показатели. В таблице приведены результаты изучения влияния времени обработки пульпы собирателями на показатели обогащения.

При времени контактирования 3 минуты получен флюоритовый концентрат с содержанием CaF_2 90,21%, извлечение в него флюорита − 63,29%. Увеличение времени агитации до 10 минут сопровождается существенным ростом извлечения флюорита в концентрат при равном, практически, содержании в нём CaF_2. Дальнейшее увеличение времени агитации до 20 и до 30 минут приводит к некоторому снижению качества концентрата (до 89,14-88,98%), однако извлечение флюорита в концентрат при этом существенно возрастает. При времени контактирования 20 минут оно составляет 77,49%, т.е. на 14,2% выше, чем при минимальном времени контакта. Полученные результаты показывают, что в условиях низких температур время контактирования пульпы с реагентами играет очень большую роль. При времени контактирования 3 минуты и даже 10 минут на поверхности части минеральных частиц, судя по результатам, не образуется достаточно плотного адсорбционного слоя собирателя, и очевидно, возможно, закрепление собирателя не достигает необходимой прочности. Помимо выхода концентрата, его качества и извлечения флюорита в концентрат об интенсификации процесса свидетельствует характеристика хвостов. При возрастании времени контактирования от 3 до 20 минут содержание CaF_2 в хвостах, при прочих равных параметрах, снизилось более чем в 2 раза (с 6,79% до 3,12%). Выход хвостов при этом снизился несущественно, лишь на 1,36%, что свидетельствует в пользу селективности процесса адсорбции. Снижение качества концентрата при этом можно объяснить повышением общего количества адсорбированного собирателя в головной операции, а, следовательно, повышением концентрации его в перечистках. Снижение содержания CaF_2 в концентрате можно оценить как умеренное, что вполне может быть устранено незначительной корректировкой реагентного режима, а общий эффект от увеличения времени контактирования до 20 минут необходимо признать достаточно высоким.

Способ омыления и эмульгирования жирных кислот также является одним из важнейших направлений интенсификации процессов взаимодействия собирателей с поверхностью минералов. В настоящее время для омыления жирных кислот используется едкий натр. На предприятии имеется также практика применения для эмульгирования моноэтаноламина. Нами были проведены исследования в направлении расширения возможных вариантов омыления жирных кислот, в частности, проводились сравнительные эксперименты с использованием едкого натра и едкого калия.

Известно, что калиевые соли оксигидрильных собирателей по эффективности зачастую выше, чем натриевые. Кроме того, калиевые и натриевые мыла различаются по физическим свойствам, например, олеаты калия имеют более низкую критическую концентрацию мицеллообразования, чем олеаты натрия. С учётом того, что при флотации тонкодисперсных пульп часто собиратели находятся в мицеллярном состоянии, выбор щелочи для омыления может иметь существенное значение.

Результаты исследований флотации флюорита с применением в качестве собирателя ЖКТМ, омыленных KOH и NaOH показали, что в экспериментах с использованием ЖКТМ, омыленного KOH, получены концентраты несколько более высокого качества (91,68-94,35% против 90,95-93,06%) при равном или более высоком извлечении.

Проведённые исследования показали возможность понижения расходов реагентов и повышения извлечения на 5-7% при равном или более высоком качестве концентратов в случае использования композиций собирателей. Продолжительность контактирования руды с реагентами оказывает существенное влияние на результаты флотации: увеличение времени агитации с 3 до 10 минут обеспечивает прирост извлечения более чем на 5%, при увеличении продолжительности контактирования возможен более заметный прирост извлечения CaF_2 в концентрат при незначительном снижении качества. Использование для омыления едкого калия может обеспечить получение более высококачественных концентратов.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ОКИСЛЕНИЯ ГАЛЕНИТА

Б.Е. Горячев, А.А. Николаев

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Москва

Окислительно-восстановительные условия и ионный состав жидкой фазы пульпы влияют на состав продуктов (MS_mO_n, MCO_3, $M(OH)_2$), образующихся на минералах при их окислении. Пути, ведущие к их образованию, и скорости протекания реакций могут быть различными. Все это приводит к неопределенности в оценке флотоактивности минералов и на практике проявляется в нарушении ведения процесса флотации при обогащении руд цветных металлов.

Поэтому изучение кинетики процесса окисления индивидуальных минералов цветных металлов с целью выявления наиболее вероятных кинетических схем их окисления и аналитического описания механизма процесса является актуальной задачей. В настоящей работе это сделано на примере основного промышленного минерала свинца — галенита.

В работе с позиций формальной кинетики проведены теоретические исследования процесса окисления галенита в жидкой фазе флотационной пульпы щелочного pH, рассмотрены кинетические схемы процесса и его элементарные стадии.

Например, кинетические схемы окисления галенита до карбоната и гидроксида свинца и элементной серы можно рассматривать, как первые стадии сложных кинетических схем, большая часть элементарных стадий которых связана с окислением элементной серы, образовавшейся на поверхности галенита. Сложность и многостадийность процесса окисления элементной серы кислородом, растворенным в жидкой фазе щелочного pH, предполагает разработку нескольких альтернативных кинетических схем. На рисунке 1 изображена одна из вероятных кинетических схем окисления галенита в сильно щелочных суспензиях.

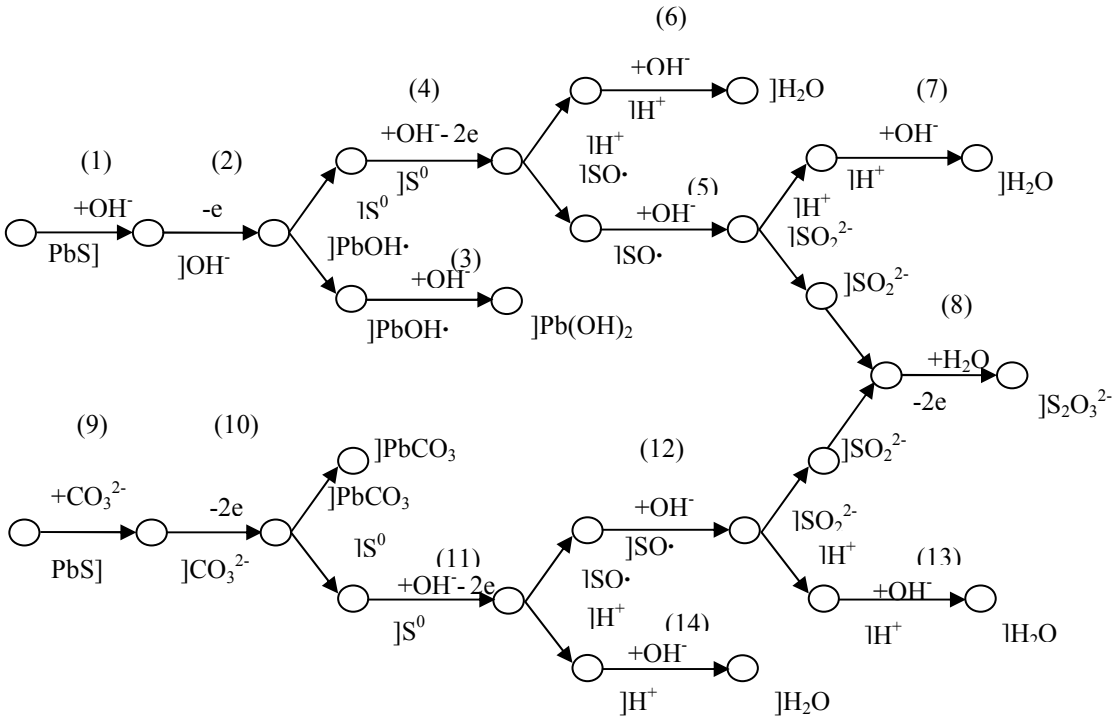


Рисунок 1. Вероятная кинетическая схема окисления галенита в сильно щелочных суспензиях (окисление сульфидной серы до $S_2O_3^{2-}$)

Особенностью этой схемы является ее последовательно-параллельная структура, поэтому реализация схемы возможна лишь в случае одновременного участия в ней двух молекул галенита. Процесс окисления элементной серы на поверхности галенита рассмотрен, как протекающий параллельно с реакциями взаимодействия катионов свинца с карбонат- и гидроксид- ионами.

Вероятной кинетической схеме соответствует система сопряженных химических реакций, приведенных в таблице 1.

Таблица 1. Система сопряженных химических реакций для кинетической схемы окисления галенита (окисление сульфидной серы до $S_2O_3^{2-}$)

Химические уравнения элементарных стадий	№ стадии	Выражения для скорости протекания отдельных элементарных стадий	№ выражения
$OH^- = OH^-_{адс}$	(1)	$i_1 = k_1[OH^-]$	(1.1)
$PbS + OH^-_{адс} = PbOH^{\cdot}_{адс}+S^0_{адс} + e$	(2)	$i_2 = k_2[OH^-_{адс}]\exp(\alpha_2 z_2 \varphi F/RT)$	(2.1)
$PbOH^{\cdot}_{адс} + OH^- = Pb(OH)_{2адс}$	(3)	$i_3 = k_3[PbOH^{\cdot}_{адс}][OH^-]\exp(\alpha_2 z_2 \varphi F/RT)$	(3.1)
$S^0_{адс} + OH^- = SO^{\cdot}_{адс} + H^+_{адс} + 2e$	(4)	$i_4 = k_4[S^0_{адс}][OH^-]\exp(\alpha_4 z_4 \varphi F/RT)$	(4.1)
$SO^{\cdot}_{адс}+ OH^- = SO_2^{2-}{}_{адс} + H^+_{адс}$	(5)	$i_5 = k_5[SO^{\cdot}][OH^-]$	(5.1)
$H^+_{адс} + OH^- = H_2O_{адс}$	(6)	$i_6 = k_6[H^+_{адс}][OH^-]$	(6.1)
$H^+_{адс} + OH^- = H_2O_{адс}$	(7)	$i_7 = k_7[H^+_{адс}][OH^-]$	(7.1)
$CO_3^{2-} = CO_3^{2-}{}_{адс}$	(9)	$i_9 = k_9[CO_3^{2-}]$	(9.1)
$PbS + CO_3^{2-}{}_{адс} = PbCO_{3адс}+S^0_{адс}+ 2e$	(10)	$i_{10} = k_{10}[CO_3^{2-}{}_{адс}]\exp(\alpha_{10} z_{10} \varphi F/RT)$	(10.1)
$S^0_{адс} + OH^- = SO^{\cdot}_{адс} + H^+_{адс} + 2e$	(11)	$i_{11}=k_{11}[S^0_{адс}][OH^-]\exp(\alpha_{11} z_{11} \varphi F/RT)$	(11.1)
$SO^{\cdot}_{адс}+ OH^- = SO_2^{2-}{}_{адс} + H^+_{адс}$	(12)	$i_{12} = k_{12}[SO^{\cdot}][OH^-]$	(12.1)
$H^+_{адс} + OH^- = H_2O_{адс}$	(13)	$i_{13} = k_{13}[H^+_{адс}][OH^-]$	(13.1)
$H^+_{адс} + OH^- = H_2O_{адс}$	(14)	$i_{14} = k_{14}[H^+_{адс}][OH^-]$	(14.1)
$2SO_2^{2-}{}_{адс}+H_2O_{адс} = S_2O_3^{2-}{}_{адс}+2H^+_{адс} +2e$	(8)	$i_8 = k_8[SO_2^{2-}{}_{адс}]^2[H_2O_{адс}]\exp(\alpha_8 z_8 \varphi F/RT)$	(8.1)

В этой кинетической схеме учтено, что серосодержащие ионы могут окисляться по радикальному механизму с образованием радикала $SO^{\cdot}$, предполагается также окисление элементной серы через образование сульфоксил- ионов SO_2^{2-}.

Кинетическая схема содержит 14 элементарных стадий. В параллельно протекающих стадиях (1) и (9) предполагается сорбция на поверхности галенита гидроксид- и карбонат- ионов, которые участвуют также в параллельно протекающих элементарных стадиях (2) и (10) окисления галенита до карбоната свинца и элементной серы (10) и комплексного иона $PbOH^{\cdot}$ и элементной серы (2). В стадии (3) происходит образование гидроксида свинца на поверхности галенита. Именно в этих стадиях образуются конечные свинец содержащие продукты окисления галенита.

Все дальнейшие стадии кинетической схемы отражают возможный механизм окисления элементной серы до тиосульфат- ионов. К этим стадиям относятся параллельно протекающие стадии (4), (11) и (5), (12): в стадиях (4), (11) происходит окисление двух атомов элементной серы до радикала $SO^{\cdot}$, а в стадиях (5), (12) образование сульфоксил- ионов SO_2^{2-}. Особое место в кинетической схеме отводится стадии (8), в которой образуется конечный продукт окисления сульфидной серы минерала – тиосульфат- ионы; в родственных стадиях (6), (7) и (13), (14) образуются молекулы воды.

Присутствие в этой кинетической схеме двух параллельных ветвей, представляющих собой одну и ту же последовательность близких по своей природе стадий (1) – (2) – (4) – (5) и (9) – (10) – (11) – (12) экспериментально должно проявляться в удвоении тока галенитового электрода при его анодной поляризации (индекс у плотности тока соответствует номеру стадии рисунка 1).

Кинетические характеристики протекания суммарной реакции окисления галенита до гидроксида свинца (путь I) и карбоната свинца (путь II) и тиосульфат- ионов приведены в таблице 2. В предлагаемых путях принято, что скоростьопределяющей стадией процесса является одна из указанных выше стадий, а параллельно им протекающие стадии находятся в равновесном состоянии.

Таблица 2. Уравнения элементарных стадий суммарного процесса окисления галенита и выражения для скорости его протекания

№ стадии	Химические уравнения скорость определяющей стадии	Выражения для суммарной скорости процесса окисления галенита	P_{CO3}^{2-}, P_{OH}^{-}	“b”, В
Путь I				
(1)	$OH^- = OH^-_{адс}$	$i = k_1[OH^-]$	1:0	0.000
(2)	$PbS + OH^-_{адс} = PbOH^{\cdot}_{адс} + S^0_{адс} + e$	$i = k_2[OH^-]\exp(\alpha_2 z_2 \varphi F/RT)$	1:0	0.118
(4)	$S^0_{адс} + OH^- = SO^{\cdot}_{адс} + H^+_{адс} + 2e$	$i = k_4[PbOH^{\cdot}_{адс}]^{-1}[OH^-]^2\exp(-z_2\varphi^0_2 F/RT)\exp((z_2+\alpha_4 z_4)\varphi F/RT)$	2:0	0.0295
(5)	$SO^{\cdot}_{адс} + OH^- = SO_2^{2-}{}_{адс} + H^+_{адс}$	$i=k_5[PbOH^{\cdot}_{адс}]^{-1}[H^+_{адс}]^{-1}[OH^-]^3\exp(-z_2\varphi^0_2+z_4\varphi^0_4)F/RT)\exp((z_2+z_4)\varphi F/RT)$	3:0	0.0197
(8)	$2SO_2^{2-}{}_{адс} + H_2O_{адс} = S_2O_3^{2-}{}_{адс} + 2H^+_{адс} + 2e$	$i = k_8[PbOH^-_{адс}]^{-2}[H^+_{адс}]^{-4}[H_2O_{адс}][OH^-]^6\exp(-2(z_2\varphi^0_2+z_4\varphi^0_4)F/RT)\exp(2z_2+2z_4+\alpha_8 z_8)\varphi F/RT)$	6:0	0.0085
Путь II				
(9)	$CO_3^{2-} = CO_3^{2-}{}_{адс}$	$i = k_9[CO_3^{2-}]$	0:1	0.000
(10)	$PbS + CO_3^{2-}{}_{адс} = PbCO_{3адс} + S^0_{адс} + 2e$	$i = k_{10}[CO_3^{2-}]\exp(\alpha_{10} z_{10}\varphi F/RT)$	0:1	0.059
(11)	$S^0_{адс} + OH^- = SO^{\cdot}_{адс} + H^+_{адс} + 2e$	$i = k_{11}[PbCO_{3адс}]^{-1}[CO_3^{2-}][OH^-]\exp(-z_{10}\varphi^0_{10}F/RT)\exp((z_{10}+\alpha_{11}z_{11})\varphi F/RT)$	1:1	0.0197
(12)	$SO^{\cdot}_{адс} + OH^- = SO_2^{2-}{}_{адс} + H^+_{адс}$	$i = k_{12}[PbCO_{3адс}]^{-1}[H^+_{адс}]^{-1}[CO_3^{2-}][OH^-]^2\exp(-(z_{10}\varphi^0_{10}+z_{11}\varphi^0_{11})F/RT)\exp(z_{10}+z_{11})\varphi F/RT)$	2:1	0.0148
(8)	$2SO_2^{2-}{}_{адс} + H_2O_{адс} = S_2O_3^{2-}{}_{адс} + 2H^+_{адс} + 2e$	$I = k_8[PbCO_{3адс}]^{-2}[H^+_{адс}]^{-4}[H_2O_{адс}][CO_3^{2-}]^2[OH^-]^4\exp(-2(z_{10}\varphi^0_{10}+z_{11}\varphi^0_{11})F/RT)\exp(2z_{10}+2z_{11}+\alpha_8 z_8)\varphi F/RT)$	4:2	0.0066

При таком механизме кинетики протекания процесса окисления галенита, скоростьопределяющей стадией первого пути предположительно могут быть стадии (2) или (8).

Предложенная кинетическая схема окисления галенита имеет две особенности. Во-первых, она теоретически объясняет возможность одновременного образования нескольких свинец содержащих продуктов на поверхности окисляющегося галенита (карбоната и гидроксида свинца). Во-вторых, несмотря на протяженность первого и второго путей, свинец содержащие продукты окисления галенита образуются на начальных стадиях протекания суммарного процесса: (1) – (2) – (3) для первого пути, (10) – (11) для второго пути.

Таким образом, выполненный в работе теоретический анализ формальной кинетики окисления галенита до различных окисленных свинец содержащих соединений показал, что независимо от предполагаемого серосодержащего продукта окисления минерала, сам процесс носит электрохимический характер. Природа конечного продукта окисления сульфидной серы галенита определяет возможный механизм протекания суммарного процесса его окисления. В случае торможения процесса на стадии окисления сульфидной серы галенита до элементной образование, как карбоната, так и гидроксида свинца на поверхности минерала должно идти по последовательному механизму. Увеличение глубины окисления сульфидной серы галенита до тиосульфат- ионов требует параллельно-последовательного механизма для объяснения суммарного процесса окисления галенита в щелочных и сильно щелочных минеральных суспензиях.

В результате исследований установлен стадийный механизм процесса окисления галенита в минеральных суспензиях различной щелочности, получены теоретические значения кинетических параметров исследуемых суммарных реакций окисления галенита, выявлены наиболее вероятные скоростьопределяющие стадии процесса и уравнения скорости окисления галенита.

ОПЫТ ФЛОТАЦИИ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РТУТИ ИЗ БЕДНЫХ РУД И НЕТРАДИЦИОННОГО ВИДА СЫРЬЯ

А.А. Зубков[1], З.М. Шуленина[1], А.Е. Воробьев[2]

[1]ООО «Экомет Плюс», Россия, г. Москва, e-mail:trbusiness7@mail.ru
[2] Российский университет дружбы народов, Россия, г. Москва, e-mail: fogel_al@mail.ru

Необходимость исследований флотируемости металлической ртути обусловлена ее наличием в рудах, особенно в зонах их окисления, промпродуктах производства ртути, хвостах золотодобычи прошлых лет, содержаших как металлическую ртуть, так амальгаму золота.

Перед проведением исследований на конкретном сырье, содержащем металлическую ртуть, были определены оптимальные условия ее флотации: тип и расходы вспенивателей, собирателей, депрессоров, значение pH среды и др. параметры.

Установлено, что более высокое извлечение ртути достигается при значении pH равном 5,0-6,0.

Флотация ртути очень чувствительна к изменению щелочности, при ее повышении, начиная с pH 8,0, извлечение ее резко снижается.

Из всех испытанных регуляторов среды (известь, едкий натрий, сода) ртуть наиболее активно депрессируется известью. Очевидно, наряду с гидроксил-ионами, конкурирующими при адсорбции с анионами собирателя, большую роль играют и ионы кальция.

Флотационные свойства собирателей металлической ртути в щелочной среде убывают в ряду: диэтилдитиокарбамат натрия – этиловый ксантогенат-бутиловый ксантогенат – дибутилдитиофосфат.

Установлено, что сернистый натрий резко подавляет флотацию ртути даже при небольших его концентрациях.

Из всех испытанных неорганических депрессоров наиболее интенсивно подавляет флотацию ртути цианид, который аналогично гидроксил-ионам и ионам сернистого натрия снижает ее извлечение в пенный продукт.

Подавляющие действия неорганических депрессоров убывают в следующем порядке: цианид - перекись водорода - сернистый натрий - известь.

Переработке подвергалась ступпа, поступающая из малого репульпатора, после отбивки основной части металла, содержащая до 30,0% ртути (в т.ч.75% металлической от общего содержания).

При извлечении металлической ртути из ступпы были использованы оптимальные условия, полученные при флотации чистой металлической ртути.

При флотации был испытан АНП с добавкой веретенного масла (легкая фракция) в виде водной эмульсии при расходе 30 г/т ступпы.

Наиболее надежные результаты флотации ртути из ступпы получены с бутиловым ксантогенатом, хотя и при несколько больших его расходах по сравнению с другими собирателями (этилксантогенатом, диэтилдитиокарбаматом и др.).

При оптимальном расходе бутилового ксантогената около 4 кг/т ступпы извлечение ртути составило 97- 98%, при содержании ее в концентрате более 60%. При этом попутно практически нацело флотируется и сульфидная ртуть, содержащаяся в ступпе.

Основная часть ртути флотируется за первые 15 мин, а за остальное время (около 5-10 мин.) идет подготовка к флотации небольшого количества крупных капель ртути до их флотационной крупности путем разбивания их импеллером флотомашины.

По ходу флотации видно, как по мере достижения капель ртути флотационной крупности, происходит их всплывание и в конце флотации в пену поднимаются «калиброванные» до флотационной крупности частички металлической ртути.

Повышенный расход собирателя по сравнению с расходом при обогащении полиметаллических руд объясняется наличием растворенной ртути в пульпе, а также тонких шламов сульфидной ртути и сажистых веществ, имеющих большую сорбционную поверхность.

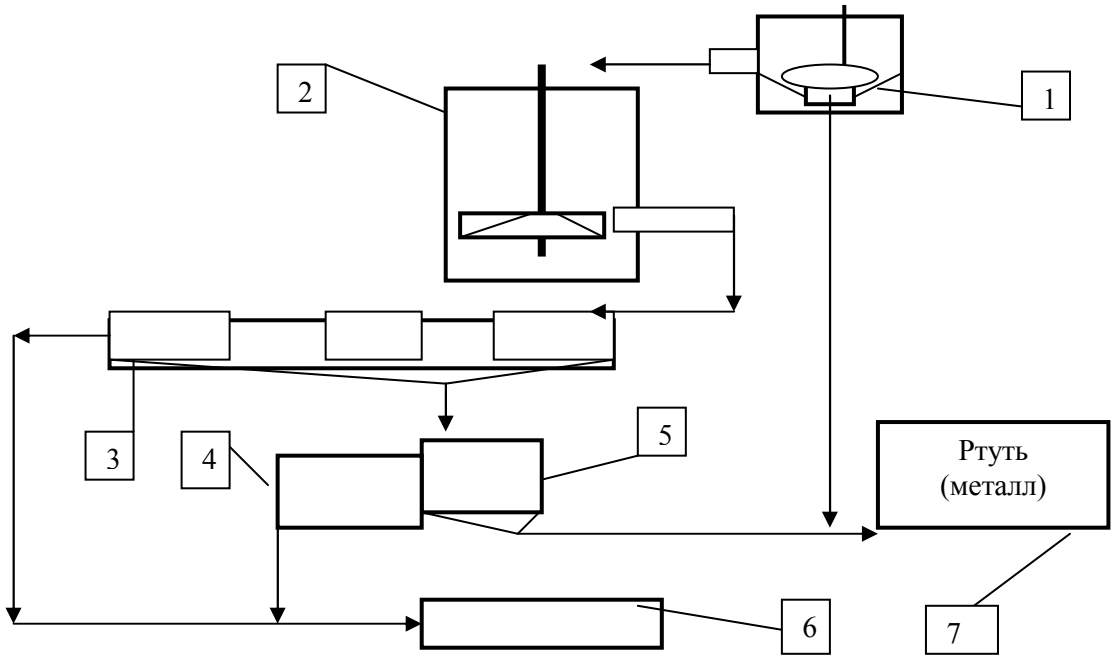


Рисунок. Принципиальная схема выделения ртути из ступпы флотацией: 1 -репульпатор; 2 – чан агитационный; 3 - флотомашина: 4 -ловушка для ртути; 5 -приемник для пенного продукта; 6 - приемник для оборотных продуктов; 7-сборник металлической ртути

Изучение влияния концентрации ионов водорода на флотацию ртути из ступпы различными собирателями проводилось в широких значениях pH среды. Полученные результаты свидетельствуют, что при значениях pH=5-7 наблюдается максимальное извлечение ртути при применении всех испытанных собирателей.

Испытания велись при следующем флотационном режиме, (расход на 1т ступпы): бутилового ксантогената - 4,0 кг; веретенного масла -35,0 г; отношение Ж:Т= 4:1, pH - 6,0; продолжительность флотации - 25 мин., температура 20 ^{0}С. Расход сернистого натрия для репульпации пенного продукта составил 10 кг на 1 т концентрата.

На основании проведенных лабораторных и производственных испытаний был разработан режим и предложена схема цепи аппаратов (рисунок) для флотационного извлечения металлической ртути из ступпы.

По этой технологии извлечение металлической ртути из ступпы в концентрат составило 98% от операции с содержанием ее в концентрате до 65% .

Для выделения металлической ртути из полученного концентрата разработан метод репульпация пенного продукта с добавкой сернистого натрия при концентрации его равной 5% в пульпе, отношении Ж:Т равным 3-4:1, при температуре 60 ^{0}С. В этих условиях удалось выделить из пенного продукта 95-98% металлической ртути.

После репульпации получается два продукта: металлическая ртуть (после промывки чистой водой является готовым продуктом) и промпродукт с содержанием ртути до 10-15% (на 95% представленный сульфидной ртутью), который подшихтовывается к руде и направляется на повторный обжиг, а раствор в оборот на репульпацию.

Флотационным методом коэффициент отбивки ртути из ступпы увеличивается на 50% по сравнению с существующим методом на заводе. Известно, что увеличение отбивки ртути на 10% позволяет получить увеличение извлечения ее за счет снижения потерь при обжиге на 1% .

Таким образом, флотационная технология позволяет сократить потери ртути на 5% за счет увеличения коэффициента ее отбивки из ступпы, т.е. соответственно на столько увеличить выпуск ртути и сократить выброс ее в атмосферу.

Флотационное выделение металлической ртути проводилось из окисленной руды, так называемой "железной шляпы". Результаты фазового анализа содержащей в ней ртути приведены в таблице 1.

Таблица 1. Результаты фазового анализа соединений ртути

Компоненты	Содержание ртути,т%	Распределение ртути,т%
Ртуть металлическая	0,02	40,0
Ртуть сульфидная	0,03	60,0
Исходный продукт	0,05	100,0

Помимо ртути в руде содержалось 1,8 г/т золота. Ввиду наличия в значительных количествах охристого железосодержащего материала, низкого содержания ртути и золота, их тонкой вкрапленности была выбрана флотационная технология.

Флотация проводилась при малом содержании твердого в пульпе (Ж:Т = 5 :1), измельчении до 95% кл. - 74 мкм и продолжительности флотации 8 мин.

Влияние pH среды на флотацию изучалось в пределах значений от 4,0 до 11,0; оптимальное для извлечения ртути и золота находилось в области от 6,0 до 7,0.

Сравнительные испытания различных типов собирателей (бутилового и октилового ксантогенатов, крезилового аэрофлота и др.) дали основание выбрать бутиловый ксантогенат при его расходе 500 г/т руды.

Наличие в руде самородных золота и ртути подтвердило целесообразность подачи 100 г/т руды легкого веретенного масла, что обеспечило устойчивое извлечение металлической ртути на уровне 96-97%.

Разработан следующий реагентный режим переработки бедных ртутьсодержащих окисленных руд: расход реагентов, в г/т руды: бутилового ксантогената - 500; веретенного масла - 100; Т-80 -150. Продолжительность флотации, мин-8 при pH среды 6,0-7,0.

Результаты извлечения ртути и золота по рекомендуемому флотационному реагентному режиму приведены в таблице 2.

Таблица 2. Показатели обогащения ртутьсодержащей руды флотацией

Продукты обогащения	Выход продуктов,%	Содержание		Извлечение,%	
		Hg,%	Au, г/т	Hg	Au
Концентрат	10,0	0,36	12,9	96,0	72,0
Хвосты	90,0	0,0022	0,5	4,0	28,0
Исходная руда	100,0	0,05	1,8	100,0	100,0

Полученный концентрат направляется на окислительный обжиг для получения металлической ртути и золотосодержащего огарка с последующим извлечением из него золота выщелачиванием.

Таким образом, флотационное извлечение металлической ртути из техногенных продуктов и бедных ртутьзолотосодержащих руд дает возможность расширить сырьевую базу ее получения с попутным получением золота.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОИЗВОДНЫХ ДИТИОФОСФОРНЫХ КИСЛОТ ПРИ ФЛОТАЦИИ КОЛЧЕДАННЫХ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

В.А. Игнаткина

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

Достижение высоких технологических показателей при флотационном обогащении колчеданных руд цветных металлов представляет объективную проблему. Значительная массовая доля пирита в

колчеданных рудах Уральского региона (достигает 80-90%) от суммы сульфидных минералов, присутствие разных модификаций пирита с неодинаковыми физико-химическими свойствами усложняют селективную флотацию сульфидных минералов. Согласно классификации Изоитко В.М., для пирита колчеданных месторождений Урала характерно 4 генерации с разной морфологий выделений:

Пирит I – дорудный, слагающий основную массу серноколчеданных залежей, мелко- и неравномернозернистый (0,1-0,5 мм); пирит II - крупнозернистый (0,5-2,0 мм), ассоциирующий с халькопиритом; пирит III - тонко- и скрытокристаллический (0,01-0,04 мм) с участками колломорфного, мелкоглобулярного и полосчатого строения, ассоциирует со сфалеритом; пирит IV – тонкозернистый во вкрапленных рудах, иногда пористый и кружевной. Нередко встречается в виде ориентированных скоплений, создающих полосчатую структуру. Ассоциирует с медными минералами и блеклой рудой.

От раннего пирита к позднему увеличивается размер зерен, содержание железа и меди и незначительно возрастает микротвердость. Свойства пирита изменяются от формы его выделений и от степени метаморфизма. При изменении агрегатов пирита от землистых до прожилковатых микротвердость возрастает, а ТЭДС падает.

Сульфидные минералы цветных металлов и железа обладают близкими флотационными свойствами. Исследованиями Каковского И.А. и других авторов показано, что пирит окисляется интенсивнее в щелочной среде, скорость окисления пирита пропорциональна концентрации щелочи в степени 0,2, причем природа катиона Na^+, Ca^{2+} не влияет на скорость окисления. Сера переходит в раствор в виде тиосульфата, сульфита и сульфата, относительное количество которых зависит от pH. Скорость образования сульфоксидных соединений серы при окисление пирита возрастает от pH=6, затем прямолинейно в диапазоне 6-9, и резко по экспоненте при pH более 9. При pH более 9 резко преобладает сера в форме сульфита и по скорости и по количеству. Окисление пирита протекает в кинетическом режиме, лимитирующей стадией процесса является скорость химической реакции окисления.

Пирит, как и все сульфиды, обладает полупроводниковыми свойствами. Работами многих исследователей (Плаксин И.Н., Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А., Сорокин М.М. и других) показано, что в микрогальванопарах сульфидов пирит выполняет роль катода, что снижает интенсивность окисления пирита в полиминеральной суспензии сульфидов.

В настоящее время бутиловый ксантогенат практически единственный собиратель, который используется на флотационных фабриках России. Высокая эффективность бутилового ксантогената при флотации сульфидов характеризуется энергетическим соответствием, высокими термодинамическими и кинетическими константами. При флотации пирита бутиловым ксантогенатом вследствие окислительно-восстановительных процессов на его поверхности формируется оптимальное соотношение химической и физической форм адсорбции, что повышает его флотоактивность.

Цианид позволяет в наибольшей степени подавить флотоактивность пирита. Высокощелочная известковая среда не всегда позволяет селективно подавить пирит, без снижения флотоактивности халькопирита и вторичных сульфидов меди.

В качестве селективных собирателей привлекают внимание исследователей производные тиофосфорных кислот.

В лабораторных условиях на мономинеральной фракции пирита изучена флотация: бутилового и изобутилового дитиофосфатов; изобутилового фосфината в сравнении с бутиловым и изобутиловым ксантогенатом.

Флотируемость мономинеральных фракций пирита методом беспенной флотации имеет следующий ряд: бутиловый ксантогенат > изобутиловый дитиофосфинат > изобутиловый ксантогент > бутиловый дитиофосфат > изобутиловый дитиофосфат.

ИК спектроскопией МНПВО установлено, что интенсивность характеристических полос поверхностных соединений концентратов беспенной флотации больше для халькопирита, чем для пирита. В то же время интенсивность характеристических полос собирателей на поверхности пирита и халькопирита изменяется соответственно их флотируемости с собирателем в беспенном аппарате.

Потенциометрическими исследованиями осаждения соответствующего катиона тяжелого металла сульфгидрильными ионогенными собирателями из водного растовора установлен аналогичный ряд химического сродства.

Необходимо отметить, что дитиофосфаты являются более слабыми собирателями по отношению ко всем сульфидам, кроме того их расход выше для равноценного с бутиловым ксантогенатом действием, поэтому целесообразно использовать сочетания дитиофосфатов с неионогенными сульфгидрильными собирателями, способными к координационным связям с поверхностью сульфидов медных минералов. Учитывая собирательные свойства фосфинатов, сопоставимые с бутиловым ксантогенатом, использование их для флотационного извлечения минералов цветных и благородных металлов из колчеданных руд не целесообразно.

Таким образом, из исследованных собирателей изобутиловый дитиофосфат обладает наименьшей флотационной активностью по отношению к пириту. Для повышения селективности действия изобутилового дитиофосфата по отношению к сульфидам меди с одновременно высоким их извлечением при флотации колчеданных руд цветных металлов следует использовать сочетания изобутилового дитиофосфата с тионокарбаматом и бутиловым ксантогенатом в определенном соотношении.

АКТИВНОСТЬ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ В КАЧЕСТВЕ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ

С. А. Кондратьев

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А.Чинакала Сибирского отделения РАН, Россия, г. Новосибирск, e-mail: kondr@misd.nsc.ru

R.D. Kulkarni и P.B. Somasundaran исследовали динамику изменения поверхностного натяжения раствора олеата натрия и извлечение гематита в зависимости от pH. Максимальное извлечение минерала и понижение поверхностного натяжения раствора наблюдаются в одной и той же области pH, близкой к нейтральной (рисунок 1). В этой же области формируются поверхностно активные ионно – молекулярные формы реагента RRH^-. Предполагается, что указанные комплексы осаждаются на гидрофобизированной минеральной поверхности.

Аналогичные результаты получены в других работах по флотации галенита и сфалерита высшими диалкилдитиофосфатами и кварца додециламин гидрохлоридом [2, 3]. Например, автор [3] сопоставляет поверхностное натяжение раствора додециламин гидрохлорида с извлечением кварца в зависимости от pH раствора. Максимальное снижение поверхностного натяжения раствора соответствует экстремальному значению флотационного извлечения минерала.

На основе предложенного ранее механизма действия физической формы сорбции реагента можно дать следующее объяснение полученных экспериментальных данных [4]. В момент столкновения минеральной частицы с пузырьком газа происходит локальный прорыв прослойки жидкости, разделяющей объекты взаимодействия. Образуется мениск с наступающим краевым углом. В этот же момент устанавливается контакт границы раздела: «газ–жидкость» с поверхностью минерала. Поверхностно–активные комплексы RRH^- переходят на поверхность мениска и вследствие высокой скорости растекания увлекают в свое движение воду, находящуюся в прослойке между объектами взаимодействия. Скорость растекания пленки реагента и отсутствие ее гидрофобного проскальзывания по поверхности воды – факторы, определяющие скорость удаления воды из прослойки. Предельные физически сорбируемые аполярные соединения с симметричным строением молекул и дипольным моментом, равным нулю, не являются собирателями, так как не в состоянии установить энергетическое взаимодействие с водой. В этом случае реагент растекается, не увлекая воду в свое движение. Напротив непредельные реагенты с асимметричным строением молекул, с дипольным моментом большим нуля, а также активные на границе «газ–жидкость» комплексы в состоянии оказать эффект удаления воды из прослойки. В

этом случае наблюдается «прилипание» пленки к водной подложке.

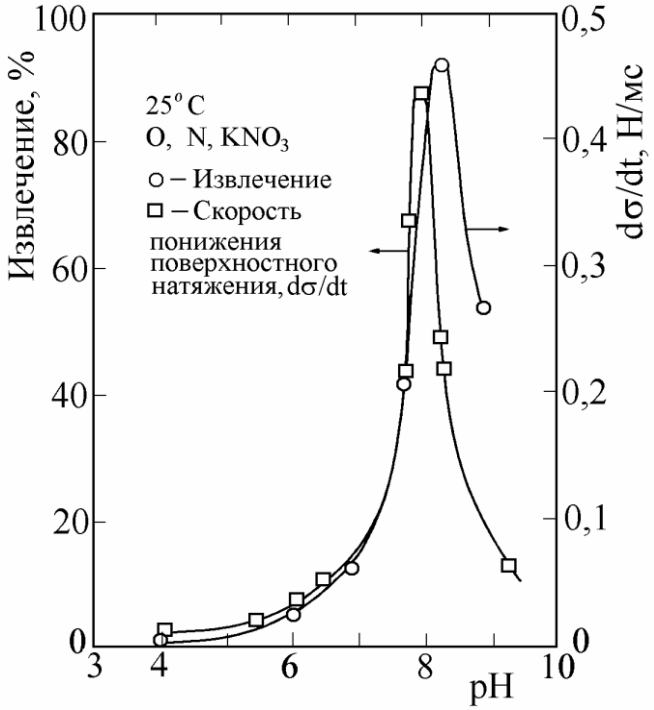


Рис.1. Сопоставление извлечения гематита олеатом натрия (3 10^{-5} моль/л) и скорости понижения поверхного натяжения пульпы при 25°С.

Скорость движения фронта пленки реагента обеспечивается ее высоким поверхностным давлением. Малая величина поверхностного натяжения раствора реагента, кинетика его изменения, отмеченные в работах [1 – 3], указывают на высокую скорость растекания реагента и, следовательно, на высокое поверхностное давление. В результате удаления воды из прослойки снимаются кинетические ограничения, препятствующие образованию флотационного комплекса, показатели флотационного процесса: скорость и извлечение повышаются.

Рост флотационной активности карбоновых кислот с увеличением длины углеводородной цепи происходит до определенного числа атомов углерода в радикале. Максимальное количество атомов углерода для насыщенных карбоновых кислот составляет 12÷14. Снижение флотационной активности реагента с числом атомов углерода в молекуле более 14÷16 вызвано, согласно предложенному механизму, уменьшением поверхностного давления в пленке реагента и объясняется увеличением когезии молекул и малой скоростью растекания монослоя. Слабая флотационная активность кислот с числом атомов углерода менее 8 объясняется их высокой растворимостью и невозможностью создания пленки.

Для проверки предложенного механизма выполнены эксперименты по определению скорости растекания ряда карбоновых кислот по поверхности дистиллированной воды. Съемка производилась скоростной камерой Casio EXLIM EX–F1 (300 кадров/с). Для эксперимента использовались карбоновые кислоты марки «Ч»: капроноавя (ТУ 6–09–126–75), миристиновая (ТУ 6–09–127–75), пальмитиновая (ТУ6–09–4132–75), олеиновая (ТУ 6–09-5290-86). Пальмитиновая и миристиновая кислоты предварительно растворялись в этилом спирте. Скорость растекания капроновой кислоты определялась на поверхности раствора с концентрацией $1 \cdot 10^{-3}$ моль/л.

Эксперимент показал, что увеличение скорости растекания происходит в следующей последовательности: пальмитиновая, капроновая, миристиновая, олеиновая кислоты (рисунок 2).

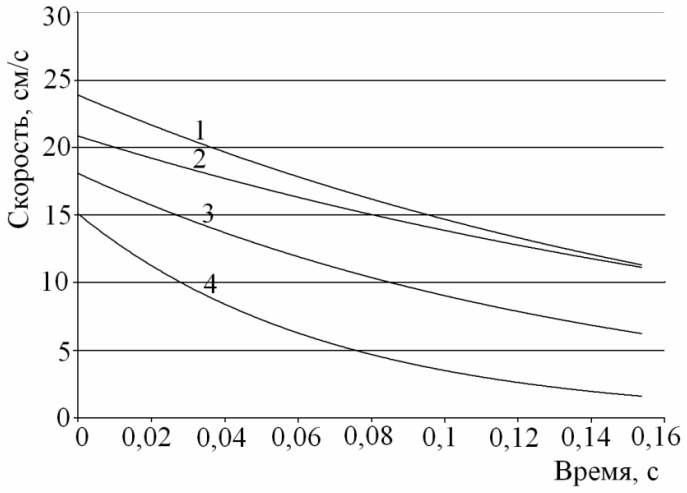


Рисунок 2. Скорость растекания пленки карбоновой кислоты по поверхности воды в зависимости от времени: 1– олеиновой; 2 – миристиновой; 3 – капроновой; 4 – пальмитиновой

Полученные данные сопоставлены с флотационной активностью карбоновых кислот. Совпадение последовательностей изменения скорости растекания и флотационной активности перечисленных кислот подтверждает предложенную гипотезу формирования флотационных комплексов, согласно которой кинетика элементарного акта флотации определяется скоростью эвакуации жидкости из прослойки растекающимся реагентом [4].

Также становится ясной причина совпадения областей pH, при которых достигается максимальное извлечение гематита и минимальная величина поверхностного натяжения раствора олеата натрия. Изменение поверхностного давления кислот (рисунок 3) происходит в той же последовательности, что и изменение скорости растекания. Низкое поверхностное натяжение раствора, покрытого пленкой, приводит к высокому поверхностному давлению и высокой скорости растекания олеата натрия, которая определяет время формирования флотационного комплекса. На рисунке не приводится поверхностное давление пленки капроновой кислоты. Указанная кислота не в состоянии ее образовать, так при сжатии происходит ее растворение.

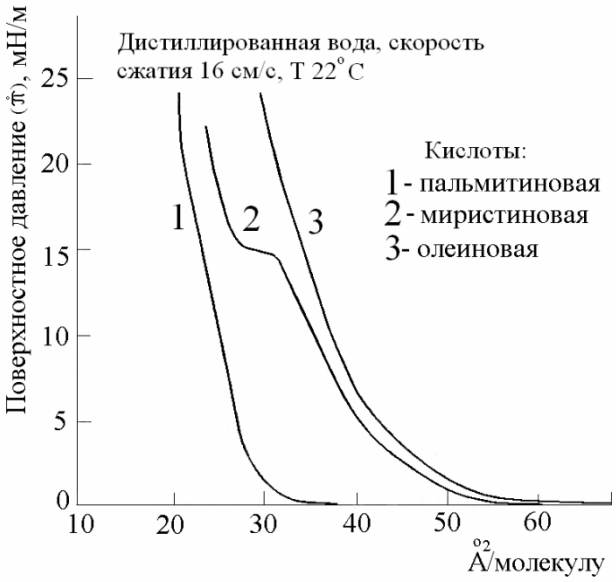


Рис.3. Зависимость поверхностного давления в пленке от площади, занимаемой одной молекулой реагента

Исходя из физической формы закрепления части реагента на минерале, можно предположить, что сорбция его в форме RRH^- большее влияние оказывает на физическую сторону процесса формирования флотационного комплекса, а не на химическую. Растекание реагента происходит по границе раздела «газ–жидкость», и не связано с гидрофобностью поверхности извлекаемого минерала. Становится понятным хорошо известное среди обогатителей утверждение: «чем сильнее флотационный реагент, тем менее он селективен». Сила реагента заключается в его способности быстрого удаления жидкости из прослойки, а селективность в избирательной гидрофобизации требуемого минерального компонента суспензии. Избирательное закрепление химической формы сорбции

реагента и фиксация комплексов RRH^- на гидрофобизированной поверхности обеспечивают реализацию эффекта физически сорбированного реагента в основном на извлекаемом минерале.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (грант № 10-05-00125).

Список использованных источников

1. Kulkarni R. D., Somasundaran P. Kinetics of oleate adsorption at the liquid/air interface and its role in hematite flotation. Symposium series / AIChE. –1975. – Vol. 71. – No. 150. – P. 124 – 133.
2. Живанков Г. В., Рябой В. И. Собирательные свойства и поверхностная активность высших аэрофлотов / Обогащение руд, 1985. – №. 3. – С. 13 – 16.
3. Somasundaran P. The Role of ionomolecular surfactant complexes in flotation / International Journal of Mineral Processing. – 1976. – Vol. 3. – P. 35 – 40.
4. Кондратьев С. А. Оценка флотационной активности реагентов–собирателей / Обогащение руд. – 2010. – № 4. – С. 24 – 30

КРУПНОСТЬ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗЕРЕН, ФЛОТИРУЕМЫХ РАСТВОРИМЫМИ ПОВЕРХНОСТНО–АКТИВНЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ

С. А. Кондратьев

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н. А.Чинакала Сибирского отделения РАН, Россия, г. Новосибирск, e-mail: kondr@misd.nsc.ru

В работе приводится метод расчета крупности извлекаемых пенной флотацией частиц в присутствии растворимых ПАВ. Показано, что увеличение крупности вызвано не упрочнением флотационного контакта, а снижением сил инерции частиц, совершающих вынужденные колебания на пульсирующем с частотой ω пузырьке.

Рассмотрим влияние свойств растворимого поверхностно – активного реагента на устойчивость флотационного комплекса в турбулентном потоке пульпы. В качестве такого реагента выберем додецилсульфат натрия, имеющего 12 атомов углерода в углеводородной цепи (C_{12}). С учетом несимметричности (у пузырька имеется одна поверхность, содержащая химическое соединение) упругость поверхностного слоя пузырька будем характеризовать величиной, аналогичной модулю упругости свободных толстых пленок

$$E = A\frac{d\sigma}{dA} = -\frac{d\sigma}{d\ln h} \tag{1}$$

где A – площадь пленки, м2; σ – поверхностное натяжение раствора, Н/м; h – толщина пленки, м.

Вследствие растяжения и увеличения площади поверхности двусторонней пленки соответственно понижаются объемная и поверхностная концентрации реагента, а поверхностное натяжение увеличивается. Появляется дополнительная сила, препятствующая растяжению пленки.

Численный расчет модуля упругости толстой жидкой пленки приводится в [1]. Для определения численного значения модуля упругости предварительно экспериментально находится зависимость поверхностного натяжения раствора от объемной концентрации $\sigma = f\ (C)$. Для додецисульфата натрия указанная зависимость аппроксимируеся формулой:

$$\sigma = k_1 \exp(k_2 C) + k_3, \tag{2}$$

где k1= 0,036; k2 = – 0,7; к3 = 0,036.

Математическая зависимость σ=f (C) позволяет воспользоваться формулой Гиббса для нахождения адсорбции додецилсульфата натрия на границе раздела «газ–жидкость»

$$\Gamma = \frac{1}{2RT}\frac{d\sigma}{d\ln(Cf)} \qquad (3)$$

где R – газовая постоянная, Дж/(моль·Ко); T – температура, К°; f – коэффициент активности раствора. Если концентрация вещества в растворе меньше критической концентрации мицелообразования (0,008 М) коэффициент активности принимается равным единице. На рис. 1 дается типичный график адсорбции, вычисленный по (2, 3).

Зависимость на рис. 1 показывает, что формула Гиббса адекватно отражает величину адсорбции и может быть использована только при малых концентрациях поверхностно–активного соединения (ориентировочно до 0,8 моль/м3). Экстремальная зависимость адсорбции от концентрации подтверждена экспериментально [2]. Концентрации ПАВ в камере флотационной машины обычно сравнительно малы, что позволяет использовать (2 и 3).

Рисунок 1. Адсорбция додецилсульфата натрия на границе раздела «газ–жидкость» в зависимости от объемной концентрации

При растяжении пленки и увеличении ее площади количество адсорбированного вещества будет возрастать, а объемная концентрация снижаться на ту же величину. Снижение объемной концентрации в зависимости от толщины пленки дается выражением [1] (рис.2)

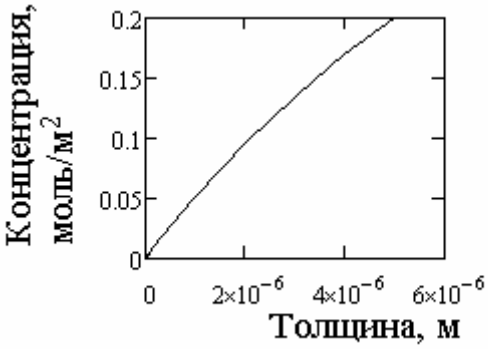


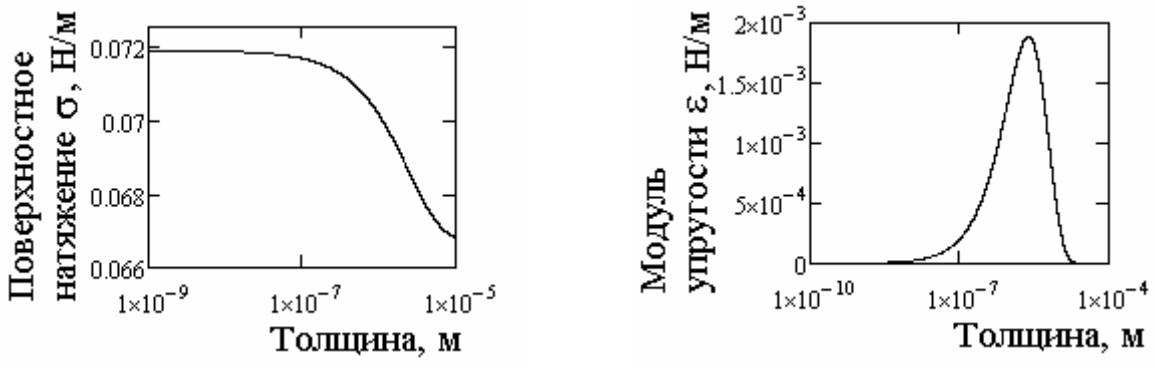
Рисунок 2. Концентрация ПАВ в растягиваемой пленке в зависимости от ее толщины

$$C' = C_0 + 2\frac{\Gamma_0}{h_0} - 2\frac{\Gamma}{h}, \qquad (4)$$

где C' – текущая объемная концентрация ПАВ в пленке, Γ и h – текущие значения адсорбции и толщины пленки при ее растяжении.

По известной объемной концентрации и установленной ранее связи $\sigma = f(C)$ находится соответствующее поверхностное натяжение раствора σ. В результате имеем новую зависимость $\sigma = f(h)$ (рис. 3а).

Используя формулу (1) по известной зависимости $\sigma = f(h)$ рис. 3а был определен модуль упругости пленки при ее растяжении (рис. 3б). Согласно приведенному расчету максимальная упругость поверхностного слоя пузырька составила ≈ 0,002 Н/м. Начальная объемная концентрация реагента принята 0,2 моль/м^3, адсорбция $\Gamma_0 = 9 \cdot 10^{-7}$, моль/м^3 $h_0 = 7 \cdot 10^{-6}$, м.



а **б**

Рисунок 3. Поверхностное натяжение раствора в растягиваемой пленке – а; модуль упругости пленки – б в зависимости от ее толщины

Приведенный расчет определяет модуль упругости пленки в случае медленного ее растяжения. Предполагается, что между раствором в объеме и поверхностью пленки успевает установиться равновесие. Если пузырек совершает быстрые колебания, то массообмен между его поверхностью и прилегающей жидкостью осуществляется только в слое толщиной

$$h_{eff} \cong \sqrt{\frac{2D}{\omega}} = 7 \cdot 10^{-7}, \text{ м.} \quad (5)$$

Полученная толщина эффективного слоя указывает, что количество ПАВ, содержащегося в нем, не может компенсировать изменения поверхностного натяжения на деформируемых границах «газ – жидкость». Из приведенной оценки также следует, что поверхностный слой пузырька будет проявлять динамическую упругость, так как количество вещества, содержащегося в этом слое, уступает массе адсорбированного реагента.

Оценим допустимое уменьшение степени гидрофобности извлекаемого минерала, необходимой для сохранения флотационного контакта в условиях турбулентного движения пульпы. Для этого сопоставим значения максимальных отклонений границы раздела «газ–жидкость» от горизонта в результате колебаний на ней минеральной частицы при загрузке ПАВ и в условиях его отсутствия. Воспользуемся уравнением движения гидрофобной минеральной частицы, закрепленной на границе раздела «газ – жидкость», приведенным в [3].

При определении численной величины коэффициента β следует учесть, что для толщины пленки $7 \cdot 10^{-7}$ м величина модуля упругости составит 0,0012 Н/м (рис. 3б). Таким образом, коэффициент гашения амплитуды волны додецилсульфатом натрия на пузырьке диаметром 0,9 мм равен (-52).

Отклонение границы раздела «газ–жидкость без использования ПАВ составило 58,9°, а при использовании додецилсульфата натрия с объемной концентрацией 0,2 моль/м^3 49,8°. Размеры частицы, закрепленной на границе раздела «газ–жидкость», в обоих случаях приняты равными: $r_0 = 100$ и $h = 150$ мкм.

Для оценки изменения крупности частиц, извлекаемых в присутствии поверхностно–активных реагентов, определим размеры минеральной частицы, угловая амплитуда колебаний которой достигла 58,9°. Для этого решим то же уравнение движения [3] с найденным для додецилсульфата натрия коэффициентом гашения β амплитуды пульсаций пузырька и новыми значениями размеров частицы. Отклонение границы раздела «газ–жидкость от горизонта примем равным 58,9°, Новые размеры найдем методом подбора. Численный анализ показывает, что с применением ПАВ размеры извлекаемых зерен могут быть увеличены до: $r_0 = 120$ и $h = 160$ мкм. Таким образом, для флотации зерен указанной крупности и гидрофобностью поверхности, характеризуемой Θ_A^{Crit} =58,9°, требуется применение ПАВ.

Работа выполнена при финансовой поддержке Программы Президиума РАН № 27 «Фундаментальный базис инновационных технологий оценки, добычи и глубокой переработки стратегического минерального сырья, необходимого для модернизации экономики России».

Список использованных источников

1. Kitchener J. F Confirmation of the Gibbs Theory of Elasticity of Soap Films / Nature. – 1962. – V. 194. – P. 676 – 677.
2. Терновская А. Н., Белопольский А. П. Абсорбция газов в присутствии поверхностно–активных веществ / Журнал физической химии, 1950. – Т. 26. – Вып. 8. – С. 981– 987.
3. Кондратьев С. А. Допустимое снижение гидрофобности поверхности минерала в условиях его флотации карбоновыми кислотами / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2006. – № 5. – С. 90 – 99.

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЙ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ ХАЛЬКОПИРИТА В УСЛОВИЯХ НЕПРЕРЫВНОГО ОКИСЛЕНИЯ МЕТОДОМ ИК-ФУРЬЕ СПЕКТРОМЕТРИИ МНПВО

И.В. Кунилова, В.Е. Вигдергауз

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: ecoproject@rambler.ru

Минеральный и химический состав руд является определяющим при окислении (определяет характер (интенсивность) окисления) сульфидных руд, обуславливающим различия в степени извлечения металлов в процессах переработки руд и в скорости растворения минералов при образовании техногенных месторождений, существенно влияя на выбор метода (способа) их переработки. В работе проведено экспериментальное исследование изменений ультратонкого поверхностного слоя халькопирита в условиях непрерывного окисления в щелочной среде, в т.ч. в присутствии ионов меди(II) . Задачи исследования включали моделирование и идентификацию продуктов окисления и сорбции на поверхности природного минерала – халькопирита сульфидно-кварцевого гидротермального Кафанского месторождения (Армения) в щелочной среде с использованием термодинамического анализа и метода ИК-Фурье спектрометрии многократно нарушенного полного внутреннего отражения (МНПВО). Поскольку фазовый состав поверхности халькопирита зависит от условий и степени окисления, образцы исследовали в буферном растворе при pH 9,18. Инфракрасные (ИК) спектры поверхностного слоя халькопирита снимали на ИК-спектрометре с Фурье-регистрацией Инфралюм ФТ-801. Съемку образцов проводили в интервале частот 4000–400 см$^{-1}$ с разрешением 4 см$^{-1}$, время регистрации 20-60с., в режиме пропускания с

использованием приставки МНПВО.

Метод ИК-Фурье спектроскопии МНПВО по изменению величин коэффициентов пропускания, площади пиков и частоты максимумов пиков позволяет анализировать свойства флотационных водных систем с точки зрения изменения надмолекулярной структуры раствора вблизи поверхности минерала при непрерывном окислении. Согласно современным представлениям о структуре воды, молекулы воды можно представить в виде эффективных квадруполей, которые объединяются в кластеры различных размеров, связанных водородной связью. Величина сдвига частот валентных колебаний ОН-групп при образовании межмолекулярной водородной связи характеризует прочность водородной связи. Анализ компьютерной обработки валентной полосы ОН-групп в области частот 3300 $см^{-1}$ позволяет выявить распределение кластеров различной структуры (размерности), в частности, соотношение молекул воды низкой (полоса 3200$см^{-1}$) и высокой (полоса 3450$см^{-1}$) плотности, соответствующих гексамерным и тетрамерным молекулярным комплексам-кластерам, отражающих изменение отношения пара- и орто- спин изомеров H_2O (С.М.Першин, Т.Г.Адикс, В.А.Лукьянченко и др., 2009). Различная кристаллическая структура и неоднородности поверхности минералов вызывают изменения распределения кластеров воды в поверхностном гидратном слое, закономерно влияя на его толщину и физико-химические свойства.

На исходной поверхности образца халькопирита, по данным сканирующей электронной микроскопии с рентгеноспектральным микроанализом*, установлено наличие уступов в виде террас, характеризующих пространственную неоднородность поверхности, а также примеси золота и колебания стехиометрического состава, характеризующих формирование дефектов и химическую неоднородность поверхности. Поскольку халькопирит содержит в кристаллической решетке ионы меди и железа различной валентности, на поверхности раздела с водной фазой образуется смешанный слой аквакомплексных ионов, модельная структура которого может быть построена в соответствии с теорией поля лигандов. При встраивании воды в сольватные оболочки поверхностных ионов происходит разрыв водородных связей воды, увеличивается подвижность ионов металлов. В реакциях замещения молекул воды из раствора в аквакомплексы металлов наибольшая скорость обмена воды – у ионов меди. На границе раздела фаз образуется металлдефицитный слой за счет процессов перехода в раствор ионов металлов и окисления ионов Cu^{+} и Fe^{2+}. Уменьшение содержания металлов в поверхностном слое халькопирита приводит к изменению размеров элементарной ячейки и искажениям структуры кристалла, что связано как с отличием размера иона S^{2-} по сравнению с ионами железа и меди, так и с изменением степени окисления. В результате происходит разупорядочение поверхностного слоя халькопирита, что подтверждается для условий неокислительного растворения и окислительного выщелачивания ионами железа(III) в работе (Ю.Л.Михлин, 2002). Повышенная концентрация ионов S^{2-} на поверхности за счет их поляризующей способности вызывает образование зародышей нанофазы с дырочной проводимостью. Сближение связей S-S приводит к образованию ковалентных связей между атомами серы и появлению серы как самостоятельной фазы. При pH>8 она является неустойчивой и образует окисленные соединения. Образование, наряду с соединениями меди, гидроксида железа(III) усиливает связь металл-вода, затрудняя ее разрыв и увеличивая толщину гидратного слоя, тем самым сильнее препятствуя последующей адсорбции собирателя. Экспериментально образование соответствующих поверхностных связей вследствие окисления халькопирита при pH 9,18 подтверждено нами ранее (И.В.Кунилова, Е.В.Копорулина, В.Е.Вигдергауз, 2011). На межфазной границе возникает пространственно неоднородный поверхностный слой за счет образования наноструктурированных частиц (наноассоциатов), в котором накапливаются дефектные центры. Гидратированные поверхностные слои имеют высокую концентрацию структурных дефектов.

---

* Исследования проведены на микроскопе TESCAN Mira 3 LMU компании ООО «Тескан».

Сравнительный анализ стереохимических характеристик структуры и термодинамических характеристик образования сульфидных минералов показал, что у халькопирита наибольшая степень упорядоченности структуры по сравнению с другими железосодержащими сульфидами. Халькопирит имеет тетрагональную сингонию, относящуюся к более высокой степени симметрии по сравнению с моноклинной сингонией пирротина и триклинной с псевдокубической метрикой сингонией пирита (Finklea S., Leconte C., Amma E., 1976). Рассчитанные величины энтропии образования минералов, характеризующие степень симметрии, соответственно равны -54,57 Дж/(моль•К) для халькопирита, 52,93 Дж/(моль • К) для пирита и 60,73 Дж/(моль•К) для пирротина. Значительно меньшая величина энтропии образования халькопирита может рассматриваться как проявление синергетического эффекта снижения энергий ионов кристаллических решеток $Cu^{+}Fe^{3+}S_2$ и $Cu^{2+}Fe^{2+}S_2$, с разными расстояниями между ядрами упорядоченно расположенных атомов (т.е. с тетрагональными искажениями) и смешанного характера химической связи (ковалентно-ионной с металлической компонентой). Двухфазный состав образцов халькопирита подтвержден в работе (И.Х.Хабибуллин, 2009). Величина свободной энергии образования халькопирита -178,9 кДж/моль (В.М. Авдохин, А.А. Абрамов, 1989) свидетельствует об его устойчивости, близкой к пириту, и несколько большей, чем у пирротина (-113,0 кДж/моль).

При контакте с водой происходят значительные изменения в ИК-Фурье спектрах образцов, отражающие происходящие процессы гидратации и окисления поверхности минеральных зерен. В результате непрерывного окисления суспензии халькопирита в слабощелочной среде происходит не только образование окисленных поверхностных групп сульфида, но и изменение надмолекулярной структуры гидратного слоя. Оно проявляется в уменьшении количества «свободных» молекул воды (уменьшение высоты пиков в области характеристических частот 3700-3600см$^{-1}$, исчезновение пиков 3720, 3608, 3538 см$^{-1}$), возрастании силы взаимодействия между слабосвязанными, среднесвязанными, а также сильносвязанными ОН-группами гидратного слоя (низкочастотный сдвиг пиков 3525, 3420, 3360, 3254, 3266 см$^{-1}$ в области соответствующих характеристических частот). Из этого следует, что одновременно осуществляются различные типы ассоциации ОН-групп с образованием n-мерных кластеров, т.е. наличие ионов с различными зарядами и радиусами способствует формированию смешанного гидратного слоя. Образование слоев гидроксида железа связано с высокой поляризуемостью ОН-иона.

Таким образом, в слабощелочной среде на поверхности халькопирита формируются гидратные нанослои, состоящие из кластеров воды различной размерности, связанных водородной связью. В начальный момент времени гидратация поверхности сопровождается снижением упорядоченности структуры воды в поверхностном слое халькопирита благодаря увеличению подвижности окружающих ион меди(II) молекул воды. В процессе непрерывного окисления на поверхности халькопирита повышение заряда у Fe^{3+} приводит к усилению связи металл-вода и затруднению ее разрыва. Усиление прочности водородных связей происходит, согласно кинетической теории гидратации ионов Я.Самойлова, в результате уменьшения подвижности окружающих ион железа(III) молекул воды.

Работа выполнена при поддержке РФФИ (проект №10-05-00103-а) и Программы ОНЗ РАН «Наночастицы: условия образования, методы анализа и извлечения из минерального сырья».

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СИЛЫ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ

В.Б. Кусков, Я.В. Кускова

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Санкт-Петербургский государственный горный университет» (ФГБОУ ВПО «СПГГУ»), Россия, г. Санкт-Петербург

Основным препятствием, ограничивающим применение гравитационного метода, является недостаточная эффективность разделения мелких частиц. Частично преодолеть это препятствие позволяет совместное использование в одном аппарате как гравитационной, так и центробежной силы.

Авторами были разработаны и испытаны новые конструкции гравитационно-центробежных концентрационных столов [1, 2, 3].

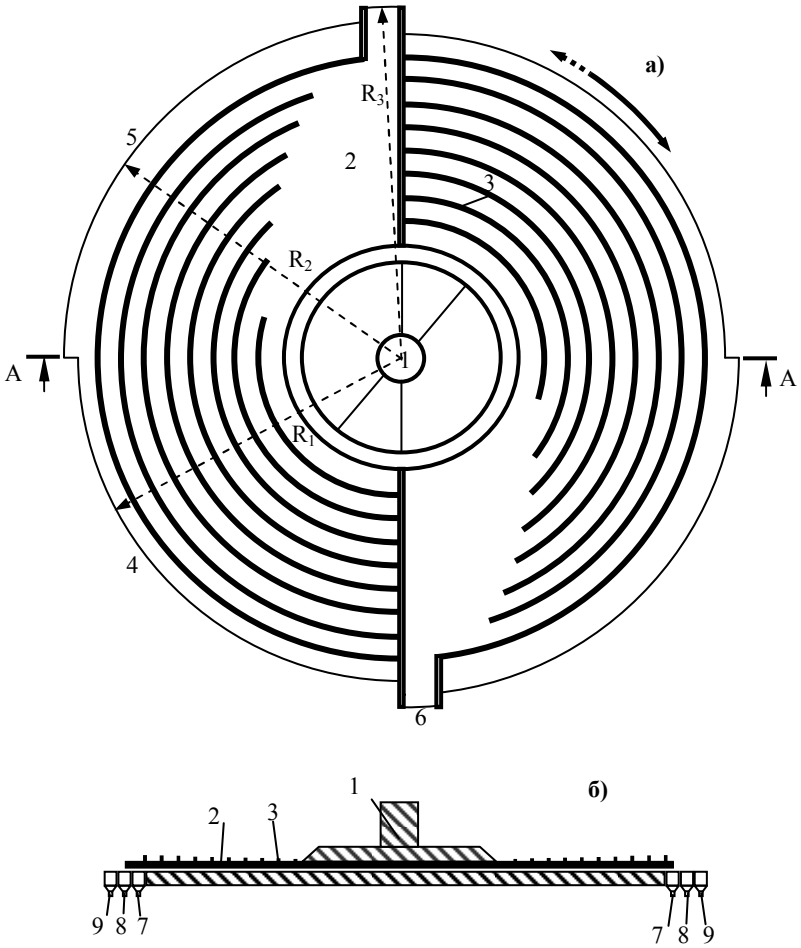


Рисунок 1. Дисковый концентрационный стол: а – вид сверху; б – разрез; 1 – распределительный бункер; 2 – дека стола; 3 – нарифления; 4, 5, 6 – зона разгрузки, соответственно, удельно-легкого, промежуточного и тяжелого продуктов; 7, 8, 9 – кольцевые сборники для, соответственно, удельно-легкого, промежуточного и тяжелого продуктов

Разработанная модификация стола (рисунок 1) имеет подвижную круглую деку с круговыми нарифлениями, разделенную на два сектора, распределительный бункер. Сектора деки имеют три зоны разгрузки продуктов разделения, с последовательно увеличивающимися радиусами (R_1, R_2,

R_3). Первая зона с наименьшим радиусом служит для разгрузки удельно-легкого продукта; вторая зона с промежуточным радиусом – для разгрузки промежуточного продукта; и третья зона с наибольшим радиусом – для разгрузки удельно-тяжелого продукта. Соответственно аппарат имеет сборные кольцевые коаксиальные желоба для удельно-легкого продукта (желоб имеет наименьший радиус), для промежуточного продукта (желоб имеет промежуточный радиус), и для удельно-тяжелого продукта (желоб имеет наибольший радиус).

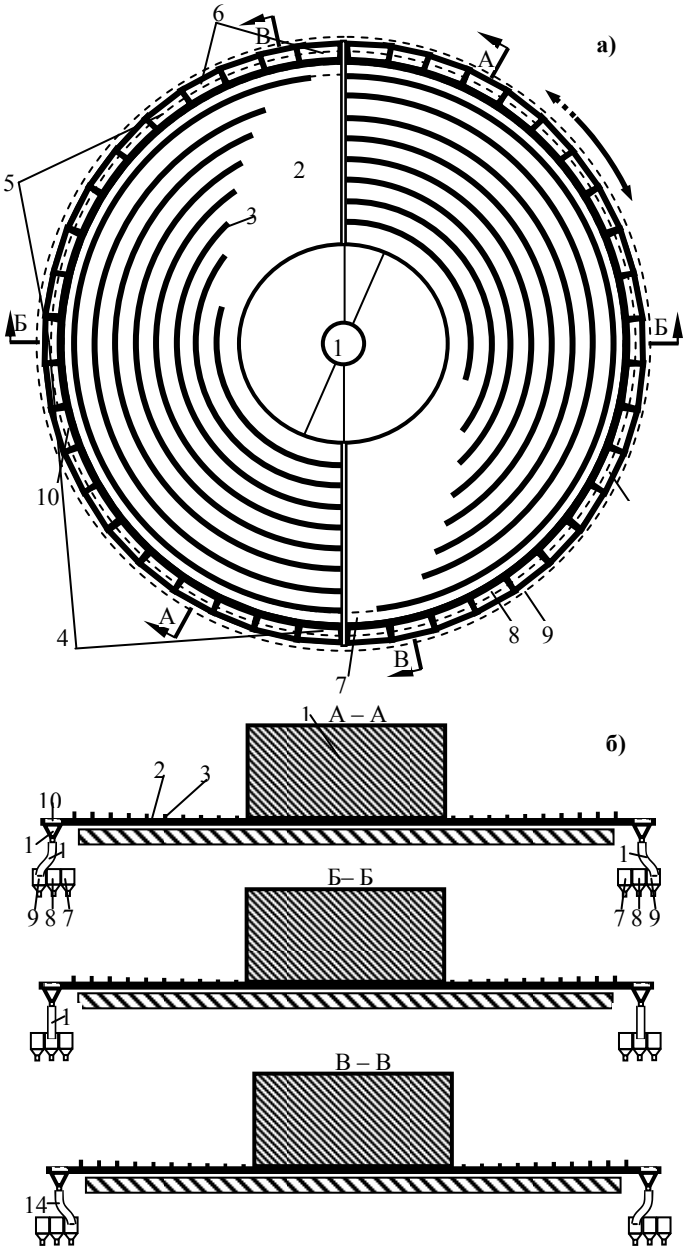


Рисунок 2. Дисковый концентрационный стол с разгрузочными окнами: а – вид сверху, б – разрезы; 1 – распределительный бункер; 2 – дека стола; 3 – нарифления; 4, 5, 6 – зона разгрузки, соответственно, для удельно-легкого, промежуточного и тяжелого продуктов; 7, 8, 9 – кольцевые сборники для, соответственно, удельно-тяжелого, промежуточного и легкого продуктов; 10 – разгрузочные окна; 11 – сборник пульпы; 12, 13, 14 – патрубки для разгрузки, соответственно, удельно-легкого, промежуточного и тяжелого продуктов

Привод стола работает таким образом, что по ходу вращения дека движется с меньшей скоростью и проходит больший путь, а при противоположном вращении (противоходе) дека движется с большей скоростью и проходит меньший путь. В качестве привода был использован шаговый двигатель.

Количество секторов стола и разгрузочных зон может быть различным. Но наиболее рациональным является деление деки стола на два сектора и каждого сектора на три разгрузочных зоны.

Некоторым недостатком такой конструкции стола является трудность точной регулировки разгрузки продуктов разделение. Частично такую регулировку можно производить, изменяя частоту вращения стола, количество смывной воды и т.п. Но при значительном изменении соотношения количеств частиц различной плотности в исходном питании единственный путь изготавливать новую деку с другим соотношением размеров зон для разгрузки продуктов различной плотности.

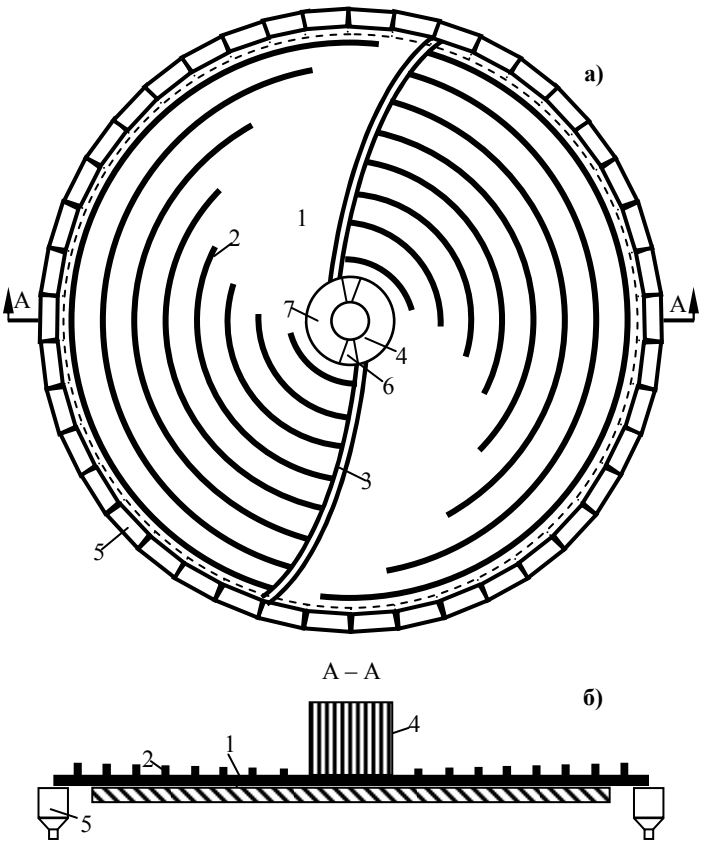
Поэтому была разработана модернизированная конструкция стола – с разгрузочными окнами (рисунок 2). В отличие от предыдущей конструкции по периферии дека имеет разгрузочные окна, каждое из которых оснащено сборником пульпы с распределительным патрубком. Стол с разгрузочными окнами работает аналогично столу по рисунок 1, но наличие разгрузочных окон позволяет точно регулировать разгрузку продуктов разделения (что улучшает результаты обогащения).

Несколько окон «работают» на разгрузку удельно-легкого, несколько – промежуточного, несколько – удельно-тяжелого продукта. Соответственно окна, разгружающие удельно-легкий продукт, снабжены разгрузочными патрубками с максимальным отклонением от вертикальной оси; окна, разгружающие промежуточный продукт имеют патрубки с меньшим отклонением (в данном случае они вертикальные); патрубки для разгрузки удельно-тяжелого продукта выполнены с наименьшим отклонением от вертикальной оси (здесь повернуты к центральной оси). При этом можно легко изменить количество окон для разгрузки каждого продукта разделения. Все это позволяет весьма точно регулировать количества каждого из этих продуктов, что улучшает технологические показатели обогащения.

Также была разработана модификация дискового концентрационного стола отличающегося тем, что разделитель секторов выполнен в форме дуги с изгибом в направлении вращения деки (как показано на рисунке 3). Такой разделитель позволяет исключить появление на поверхности концентрационного стола «мертвой зоны», что повышает его удельную производительность.

Все вышеупомянутые модификации стола могут работать как самостоятельный гравитационный аппарат, так и в сочетании с магнитным (или электромагнитным) индуктором. Тогда аппарат превращается в гравитационно-магнитный сепаратор [4, 5]. Именно поэтому конструкция стола предусматривает постоянное вращение деки, вся площадь которой проходит под неподвижным магнитным индуктором. Но такое решение несколько усложняет конструкцию стола. Так приходится делать несколько кольцевых сборников пульпы, деку с различными радиусами. Поэтому была разработана конструкция (рисунок 3), в которой круглая дека совершает ассиметричные возвратно-поступательные движения вокруг вертикальной оси без постоянного вращения. Т.е. в одном направлении дека вращается с меньшей скоростью и ускорением, а в противоположном с большей скоростью и ускорением.

Кроме модификаций круглого стола был разработан центробежно-гравитационный сепаратор (рисунок 4), у которого дискообразная рабочая поверхность имеет вогнутую форму. Аппарат также имеет кольцеобразный пульпоприемник, разделенный на сектора. Аппарат работает аналогично столу (рисунок 3), но рабочая поверхность вращается с большими скоростями, что позволяет обогащать весьма тонкие частицы, т.к. на них действует большая центробежная сила, чем на дисковых концентрационных столах.



а – вид сверху, б – разрез. 1 – дека; 2 – нарифления; 3 – дугообразные разделители; 4 – распределительный бункер; 5 – разгрузочные окна; 6 – сектор для подачи пинания; 7 – сектор для подачи смывной воды

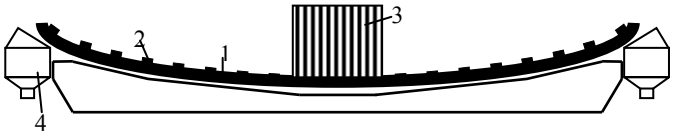


Рисунок 4. Центробежно-гравитационный сепаратор. Разрез: 1 – вогнутая рабочая поверхность; 2 – нарифления; 3 – распределительный бункер; 4 – кольцеобразный пульпоприемник

Испытания аппаратов, проведенные как на искусственных смесях, так и на рудах, показали возможность повышения эффективности разделения материалов. Т.е. аппараты, описанные выше, позволяют повысить извлечение плотных частиц (в основном за счет увеличения извлечения самых мелких частиц) без снижения, а иногда и с увеличением содержания полезного компонента в концентрате.

Список использованных источников

1. Пат. 2372994 РФ. Концентрационный стол. Андреев Е.Е., Кусков В.Б., Кускова Я.В., Цай А.Г. Опубл. 20.11.2009, Бюл. № 32.
2. Пат. 2438788 РФ. Дисковый концентрационный стол. Кусков В.Б., Кускова Я.В., Цай А.Г. Опубл. 10.01.12, Бюл. № 1.
3. Пат. 2438789 РФ. Дисковый концентрационный стол. Кусков В.Б., Кускова Я.В. Опубл. 10.01.12, Бюл. № 1.

4. Пат. 2380163 РФ. Гравиэлектромагнитный сепаратор. Андреев Е.Е., Кусков В.Б., Кускова Я.В., Цай А.Г. Опубл. 27.01.2010, Бюл. № 3.
5. Пат. 2424060 РФ. Гравитационно магнитный сепаратор. Кусков В.Б., Кускова Я.В., Цай А.Г. Опубл. 20.07. 2011, Бюл. № 20.

О ВЛИЯНИИ AEROPHINE 3418A НА ФЛОТАЦИЮ ПИРРОТИНА ИЗ ПЛАТИНОМЕТАЛЬНОГО СЫРЬЯ

А.А. Лавриненко, Л.М. Саркисова, Н.И. Глухова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Россия, г. Москва, *e-mail: lavrin_a@mail.ru*

При обогащении медно-никелевого платиносодержащего сырья, в котором металлы платиновой группы (МПГ) обычно ассоциированы с пирротином, потери последнего при флотации приводят к потерям МПГ. Учитывая актуальность повышения извлечения МПГ из минерального сырья, флотация пирротина из Cu-Ni руд и отходов обогащения привлекает все большее внимание [1,2]. В случае использования хвостов обогащения для закладки выработанного пространства избыток сульфида железа необходимо удалять как источник вредной примеси - серы.

Типичный набор реагентов, применяемый при флотации содержащего МПГ сырья, направлен на извлечение сульфидов с использованием ксантогената как основного собирателя в сочетании с селективными собирателями для извлечения МПГ. Высокую селективность при флотации МПГ обеспечивают хелатообразующие реагенты, содержащие в молекуле электронодонорные атомы S, N, P, O, имеющие сродство к благородным металлам. Примером такого реагента является диизобутилдитиофосфинат натрия (ДИФ), известный как реагент Aerophine 3418A. Действие ДИФ, а также его сочетания с бутиловым ксантогенатом при флотации пирротина мало изучено. Имеются данные, подтверждающие, что ДИФ не препятствует закреплению бутилового ксантогената на пирротине, но заметно снижает его сорбцию на платине, в силу образования с ней более прочного комплекса [3].

Проведенные ранее исследования по флотации пирротина и МПГ из отвальных хвостов обогащения медно-никелевой руды с применением бутилового ксантогената и реагента Aerophine 3418A по методу изомолярных серий показали, что с увеличением доли ДИФ повышается извлечение сульфидной серы и палладия, находящегося преимущественно в рассеянной форме в пирротине [4]. Извлечение платины, присутствующей в хвостах преимущественно в виде собственных минералов и сплавов, имеет максимум при мольном соотношении Aerophine 3418A к бутиловому ксантогенату 3:1. Таким образом, применение ДИФ для извлечения собственных минералов МПГ позволяет также повысить извлечение пирротина.

Влияние ДИФ и бутилового ксантогената на флотацию пирротина изучалось на образце пирротина Дальнегорского месторождения. По данным рентгенофазового анализа*, выполненного на дифрактометре SHIMADZU XRD-6000 этот образец представлен смесью моноклинной (55%) и гексагональной фаз.

Исследования по флотации пирротина в присутствии бутилового ксантогената, реагента Aerophine 3418 A и их сочетания при pH 8,2, создаваемым известью, показали, что ДИФ обладает большей собирательной способностью по отношению к пирротину, чем бутиловый ксантогенат (рисунок 1). Применение сочетания собирателей при соотношении 1:1 обеспечивает почти такую же величину извлечения, как в случае с ДИФ.

* Рентгенофазовый анализ пирротина был выполнен н.с. В.Я. Кузнецовым (ИХТРЭМС КНЦ РАН) и Е.А. Корневой (ИППЭС КНЦ РАН).

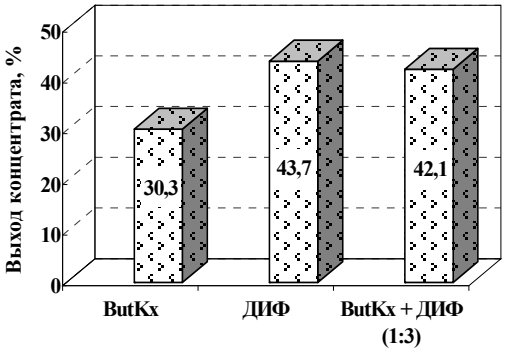


Рисунок 1. Флотация пирротина

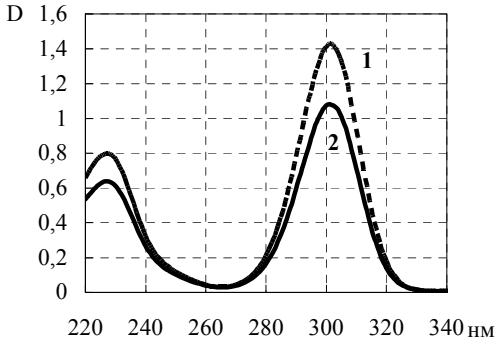


Рисунок 2. УФ-спектры жидкой фазы суспензии пирротина после обработки собирателями: 1–30 мг/л бутилового ксантогената; 2–30 мг/л ДИФ и 30 мг/л бутилового ксантогената

Поскольку реагент ДИФ не имеет поглощения в области 250-330 нм, остаточная концентрация бутилового ксантогената в присутствии Aerophine 3418 A определялась методом УФ-спектрофотометрии (рисунок 2). Было обнаружено понижение концентрации ксантогената в растворе в присутствии Aerophine 3418 A, свидетельствующее о том, что наличие Aerophine 3418 A повышает адсорбцию бутилового ксантогената на пирротине.

Для выявления характера закрепления собирателей на минерале исследовали влияние ДИФ и бутилового ксантогената на электрокинетический потенциал пирротина при pH 8,3, создаваемом известью, методом электрофореза (рисунок 3). Увеличение отрицательной величины электрокинетического потенциала в присутствии обоих реагентов позволяет предположить, что анионы собирателей адсорбируется химически на отрицательно заряженной поверхности пирротина при данном pH. Более существенное снижение потенциала пирротина в присутствии ксантогената по сравнению с ДИФ, свидетельствует о более сильном химическом взаимодействии его с железом. Взаимодействие ДИФ с пирротином в щелочной среде незначительно, что можно объяснить его низким сродством к железу на поверхности пирротина [5].

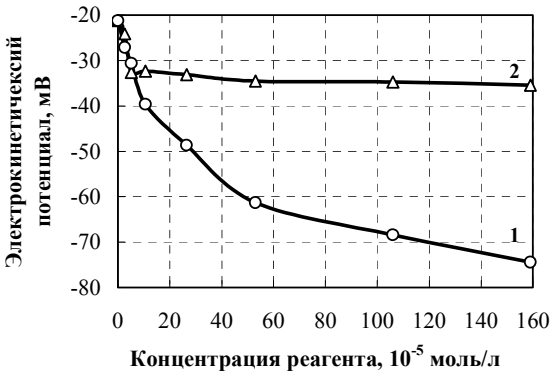


Рисунок 3. Влияние концентрации бутилового ксантогената (1) и ДИФ (2) на электрокинетический потенциал пирротина при pH 8,3

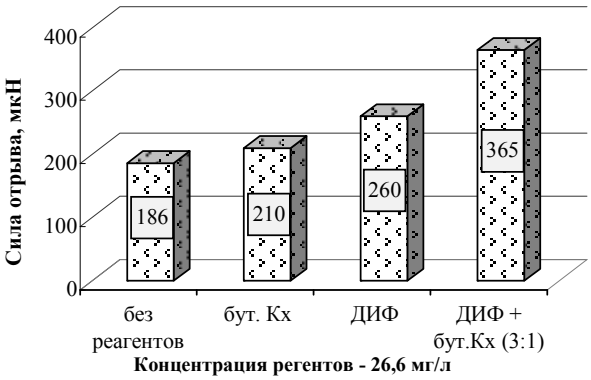


Рисунок 4. Влияние бутилового ксантогената и ДИФ на силу отрыва пузырька воздуха от поверхности пирротина

По-видимому, более успешная флотация пирротина в присутствии ДИФ (см. рисунок 2) может быть обусловлена 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 относится длина и строение углеводородного радикала собирателя, степень и характер покрытия поверхности минерала, наличие различных поверхностных соединений, их прочность закрепления и изменения состояния во времени.

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 изостроения.

Измерение силы отрыва пузырька воздуха от поверхности пирротина показало существенное увеличение силы отрыва в присутствии ДИФ по сравнению бутиловым ксантогенатом (рис 4).

Таким образом, выявлено, что ДИФ, адсорбируясь химически на поверхности пирротина, придает ей достаточную гидрофобность для успешной флотации. Механизм совместного действия ДИФ и бутилового ксантогената требует дальнейшего исследования.

Работа выполнена при содействии гранта Президента РФ «Научная школа академика В.А.Чантурия» НШ-220-2012.5.

Список использованных источников

1. J.D. Miller, J. Li, J.C. Davidtz, F. Vos. A review of pyrrhotite flotation chemistry in the processing of PGM ores/Minerals Engineering. 2005.Volume 18, Issue 8, p. 855-865
2. S.A. Allison, C.T. O'Connor. An investigation into the flotation behaviour of pyrrhotite /International Journal of Mineral Processing, Volume 98, Issues 3–4, 2011, p. 202-207
3. Гетман В.В. «Селективная концентрация платиноидов из медно-никелевых руд на основе использования комплексообразующих реагентов и модифицированных термоморфных полимеров» на соискание ученой степени канд. техн. наук. М., УРАН ИПКОН РАН, 2010 – 113 с.
4. Глухова Н.И., Лавриненко А.А., Саркисова Л.М. Извлечение сульфидов и металлов платиновой группы из отвальных хвостов обогащения медно-никелевой руды. Сборник материалов. Том II. – М.: МИСиС, 2011. – с. 148-152
5. E.T. Pecina-Trevin˜o, A. Uribe-Salas, F. Nava-Alonso, R. Pe´rez-Garibay. On the sodium-diisobutyl dithiophosphinate (Aerophine 3418A) interaction with activated and unactivated galena and pyrite/ Int. J. Miner. Process. 71 (2003), p. 201– 217.

ФЛОТИРУЕМОСТЬ АПАТИТА ФОСФОЛАНОМ ИЗ ХВОСТОВ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ КОВДОРСКОГО ГОКА

А.А. Лавриненко[1], Э.А. Шрадер[1], Е.В. Лапин[1], А.Н. Харчиков[1], А.В. Подгаецкий[1], Н.В. Швындина[2]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Россия, г. Москва, e-mail; lavrin_a@mail.ru
[2]FEI Company, shvindina@microscop.ru

Основным собирателем при флотации апатита из хвостов магнитного обогащения на Ковдорском ГОКе являются омыленные жирные кислоты талловых масел (ЖКТМ). Однако этот собиратель недостаточно селективен. Проведены многочисленные исследования по изысканию более избирательно действующих реагентов. Предложено применение ацилированных аминокислот, эфирокислот, производных дифосфоновых кислот [1, 2]. В настоящее время эти реагенты отечественной

промышленностью не выпускаются. В данной работе исследована флотируемость апатита из хвостов магнитного обогащения алкилфосфорным эфиром фирмы Akzo Nobel – Фосфоланом ПЕ65.

Пробу хвостов магнитного обогащения бадделеит-апатит-магнетитовой руды Ковдорского месторождения измельчали в вибрационной конусной инерционной дробилке КИД-60 до крупности -315+0 мкм. Результаты рентгенофазового анализа классов крупности хвостов после измельчения представлены в таблице 1.

Таблица 1. Содержание основных минеральных компонентов в классах крупности

Классы крупности, мкм	Содержание минералов,%					
	апатит	кальцит	доломит	диопсид	флогопит	форстерит
-315+160	34,0	10,4	0,5	19,3	18,4	17,4
-160+71	34,7	12,6	0,9	11,5	24,6	18,7
-71+45	37,8	15,7	0,9	9,3	21,6	10,1
-45+0	35,3	24,8	2,9	15,2	14,9	7,0
-20+0	40,9	24,8	2,8	17,8	5,0	9,5

Из приведенных данных можно видеть, что с уменьшением крупности возрастает содержание карбонатов: кальцита и доломита - флотируемость которых близка к флотируемости апатита, что предопределяет трудности флотационного разделения этих минералов.

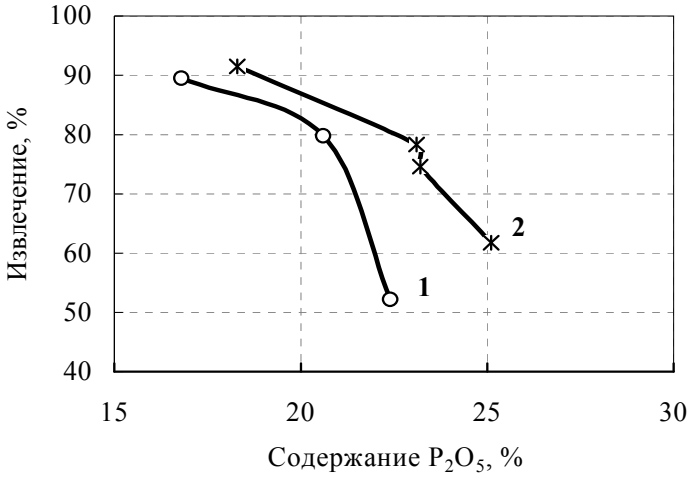
Первоначально проба питания флотации была составлена следующим образом: класса -315+160 мкм было 15%, класса -160+71 мкм - 25%, класса -71+0 мкм - 60%. Содержание P_2O_5 в пробе -9,16%. Флотация велась в лабораторной флотационной машине института «Механобр» ФМ2М на навесках по 30 г. Объем камеры составлял 100 см^3. С целью снижения отрицательного влияния шламов проводилось обесшламливание по классу 20 мкм без применения реагентов-диспергаторов.

Обесшламленный материал исследовался методом электронной микроскопии на установке Quanta 3D FEG. Было показано, что на поверхности минеральных зерен содержится значительное количество шламистой фракции и в объеме зерна апатита присутствуют тонкие примеси – микровключения, пленки и прожилки алюмосиликатов и карбонатов (содержание CO_2 в исследуемых точках составило от 13,6% до 19,3%). Зерна кальцита содержали включения слюд, магнетита и других карбонатов.

Флотация проводилась в оборотной воде фабрики при pH 9, расход соды был 500 г/т, жидкого стекла 300 г/т, вспенивателя М-800 – 20 г/т. Исследования показали, что Фосфолан ПЕ65 в операции основной флотации позволяет получить более высокое извлечение апатита по сравнению с омыленными кислотами таллового масла при близком качестве концентрата около 15% P_2O_5. Следует отметить, что с увеличением выхода концентрата с 36% до 56% качество концентрата осталось одним и тем же, что позволяет заключить об одинаковом соотношении апатита и карбонатов, которое по данным минералогического анализа было 0,8. Такое же соотношение было характерно и для питания флотации.

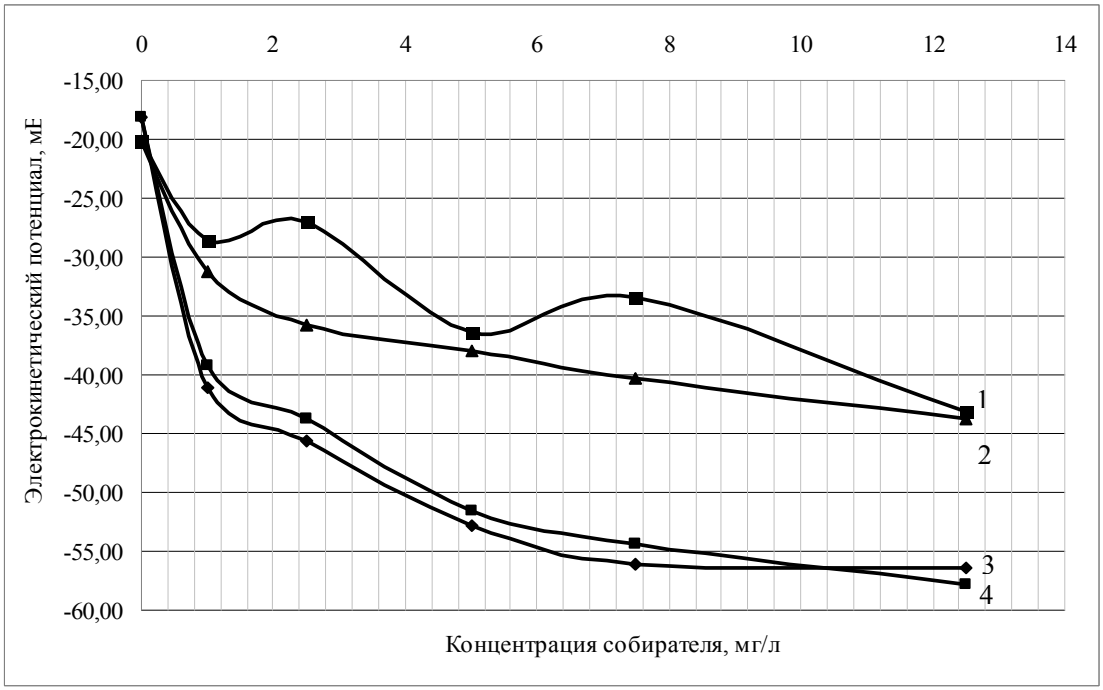
Исходя из данных таблицы 1, согласно которым высокое содержание карбонатов наблюдалось в материале крупностью –45+0 мкм, этот класс крупности был отсеян и дальнейшие исследования проводились на пробах, содержащих 15% класса – 315 мкм + 160 мкм, 25% класса -160 мкм + 71 мкм и 60% класса -71 мкм + 45 мкм. Перед флотацией пробу подвергали двум оттиркам при т:ж=1:1 и 10 приемам дешламации, после чего флотацию вели в дистиллированной воде при расходе соды 2 кг/т. Значение pH пульпы составляло 8,7.

Сравнение флотируемости пробы Фосфоланом и омыленными жирными кислотами таллового масла показало (рисунок 1), что Фосфолан является более эффективным собирателем. Его применение позволяет в основной флотации получить более высокое качество концентрата и извлечение P_2O_5 и более низкое содержание P_2O_5 в хвостах. При извлечении P_2O_5 около 80% в случае флотации Фосфоланом степень обогащения составила 1,8, коэффициент селективности по Годэну – 5,7, эффективность по Хенкоку – 40%, а при флотации мылом жирных кислот таллового масла эти показатели были ниже: 1,4; 3,1; и 27%. Полученные данные свидетельствуют о более высокой эффективности флотации апатита Фосфоланом ПЕ65. Рентгенофазовый анализ концентрата, полученного при расходе Фосфолана 90 г/т, показал, что в концентрате изменилось содержание апатита, составившее 64,2%, и карбонатов - 30,3%. Близкое соотношение апатита и кальцита, равное 2:1 было и в питании флотации. Снижением содержания кальцита в данной пробе, по-видимому, обусловлено повышение качества концентрата.



1 – ЖКТМ; 2 - Фосфолан

Рисунок 1. Взаимосвязь содержания P_2O_5 в концентратах и его извлечения при флотации пробы хвостов крупностью -315мкм+45мкм Фосфоланом и мылом таллового масла



1 – Кальцит (ЖКТМ); 2 – Кальцит (Фосфолан); 3 – Апатит (Фосфолан); 4 – Апатит (ЖКТМ)

Рисунок 2. Электрокинетический потенциал апатита и кальцита в зависимости от расхода собирателя

Результаты измерений электрокинетического потенциала методом микроэлектрофореза (рисунок 2) на навесках минералов 200 мг при объеме жидкой фазы 100 мл показали, что в зависимости от концентрации собирателей в содовой среде с pH 8,9 электрокинетический потенциал апатита и кальцита изменяется в сторону отрицательных значений. Причем разница в величине изменений электрокинетического потенциала для Фосфолана и мыла жирных кислот таллового масла лежит в пределах ошибки измерений, что позволяет заключить о практически одинаковой адсорбции испытанных

собирателей на поверхности минералов. Адсорбция испытанных собирателей на кальците, судя по изменениям электрокинетического потенциала, ниже, чем на апатите.

Таким образом, более высокое извлечение апатита и низкое содержание P_2O_5 в хвостах при флотации Фосфоланом по сравнению с мылом таллового масла, вероятно, обусловлено уменьшением флотируемости форстерита и других силикатов.

Список использованных источников:

1. Ратобыльская Л.Д., Жаворонок В.И., Вдовиченко Н.Н., Матюшенко А.Ф. Применение фосфоксильных собирателей и спиртов для повышения эффективности флотации труднообогатимых апатитовых руд // Переработка окисленных руд. -М., 1985.-С.169-173.
2. Иванова В.А., Бредерман И.В. Алкилмоноэфиры алкил(алкенил-)янтарных кислот – эффективные собиратели для флотации апатита // Флотационные реагенты.-М., «Наука», 1986.-С.159-163.

ДЕСУЛЬФУРИЗАЦИЯ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ

Б.И. Линёв, Ю.Б. Рубинштейн

ФГУП «ИОТТ», Россия, г. Москва

Снижение содержания сернистых соединений в угле – одна из важнейших задач повышения качества угольной продукции. Сжигание высокосернистых углей в топках вызывает коррозию оборудования, приводит к ухудшению экологической обстановки в районах их сжигания, образуя вредные выбросы, основным из которых является диоксид серы SO_2. Высокая стоимость снижения содержания SO_2 в цикле энергетического передела вызывает необходимость изыскания способов снижения содержания серы в топливе электрических станций.

В России проведен большой комплекс исследований по снижению содержания серы различными методами, в рамках этого доклада мы приведем данные по одному из направлений, связанному с вопросом применения флотации для обессеривания тонких угольных шламов.

Особенно остро эта проблема стоит в Ростовском регионе, использующем на ТЭС антрациты с зольностью 30-35% и содержанием серы 1,5-2%.

Приведем пример исследований проведенных на пробе антрацитов месторождения ш. Садкинская (Ростовский регион). Антрацит класса 0-6мм, поступающий на сжигание на ГРЭС «Новочеркасская» имеет зольность 31,7% и содержание серы 1,9%.

Проведенные исследования по обогатимости узких классов крупности показали неравномерность распределения золы и серы по фракциям плотности .

На основе выполненных исследований разработана концептуальная схема обогащения этих углей, отличающаяся от традиционной, включением операции дробления промпродуктовых фракций (плотностью 1600 (1800)-2000кг/м^3), выделенных при гравитационном обогащении из крупных (13-100 мм) и мелких классов углей (1-13 мм), далее по схеме зернистый шлам 0,25-1 мм обогащается в винтовых сепараторах, а для тонкого шлама крупностью 0-0,25мм используется флотация. Отметим, что выход тонкого шлама (учитывая дробление промпродукта) по расчетной качественно-количественной схеме составляет порядка 27,8% от исходной пробы, при зольности 32% и содержании общей серы 1,6%.

При обогащении крупных и мелких классов выделяется сортовой концентрат с низкой зольностью (до 7%) и содержанием серы менее 1%.

Проблема эффективного флотационного разделения тонких антрацитовых шламов с учетом проблемы обессеривания достаточно сложна. При флотации, как показывают результаты флотационного-фракционирования сера Ростовских антрацитов концентрируется также в промпродуктовых фракциях, выделить которые при обычной флотации в механической флотомашине не представляется возможным.

Фракционный анализ тонкого шлама (0-0,25 мм) показывает возможность получения энергетического концентрата (при разделении по плотности 2000кг/м^3) с зольностью порядка 20% при выходе 65.6% с содержанием серы 0,8% и отходов с зольностью 70,9% с содержанием серы 3,8%.

Экспериментальные исследования по флотации с дробной подачей реагентов и двойной перечисткой концентрата в лабораторной механической флотомашине показали, что содержание серы в концентрате не удается получить ниже 1,4%.(при этом выход концентрата составляет 79,2% при зольности 19,2%).

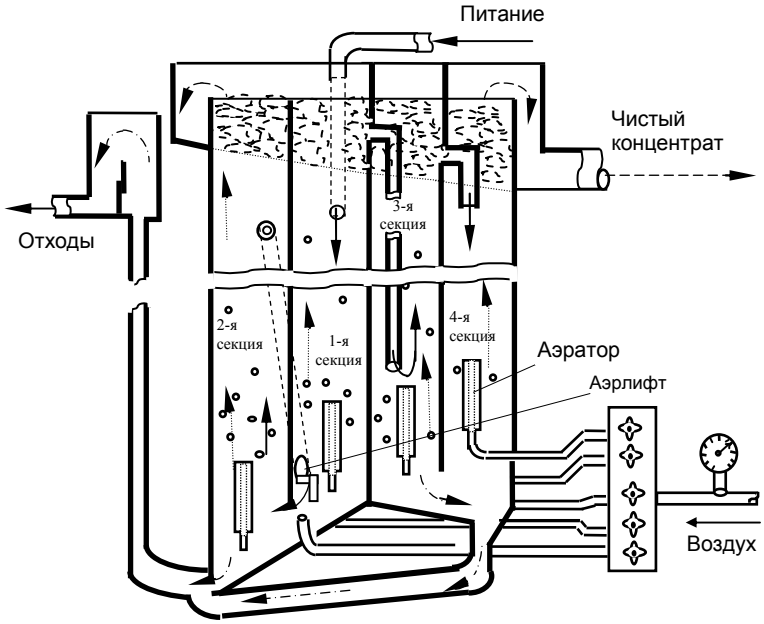


Рисунок 1. Схема 4-х секционного колонного аппарата: 1-я и 4-я секции– противоточный режим движения пульпы и воздушных пузырьков; 2-я и 3-я секции – прямоточный режим движения пульпы и воздушных пузырьков; 1-я секция - основная флотация; 2-я секция - контрольная флотация; 3-4 секции - перечистные операции

При фракционном анализе, учитывая высокую плотность соединений серы по сравнению с чистой угольной массой, сера концентрируется во фракциях высоких плотностей (> 2000 кг/м^3), то есть в отходах. Обладая весьма близкими флотационными свойствами с угольными частицами, сера органическая и частично пиритная при флотации переходят в концентрат.

На процесс разделения в колонном аппарате кроме физико-химических свойств поверхности частиц большое влияние оказывают гравитационные силы. Разработка режимов селекции выполнялась на пилотной многосекционной колонной установке (рисунок). Изменение гидродинамических параметров осуществлялось изменением: высоты колонны, направления и скорости движения пульпы и воздуха (прямоток и противоток), расхода воздуха и его дисперсности. Расход воздуха в основной и контрольной флотации был выбран 1,6 л/мин, в перечистных операциях - 0,8 л/мин.

Многосекционность аппарата, позволяет реализовать флотационную схему с необходимым числом контрольных и перечистных операций в одном аппарате.

На основе выполненных исследований показана возможность решения задачи десульфуризации тонких шламов на основе применения многосекционного колонного флотационного аппарата. В колонном аппарате при 4-х стадиальной флотации, включающей основную флотацию в режиме противотока, контрольную операцию в режиме прямотока, и две перечистки концентрата в режимах прямотока и противотока получен угольный концентрат с содержанием серы до 1%. При этом выход концентрата составляет 78,4%, зольность -17,3%, зольность отходов 72,3%.

Обогащение шламов с получением приведенных показателей приводит к увеличению низшей рабочей теплоты сгорания и снижению удельного расхода топлива на ТЭС, что в свою очередь позволяет на 42% уменьшить годовые валовые выбросы SO_2.

ВЛИЯНИЕ ПРОЦЕССА КЛАССИФИКАЦИИ НА ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

С.В. Мамонов, А.А. Мушкетов (мл.)

Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр» (ОАО «Уралмеханобр»), Россия, г. Екатеринбург, e-mail: Mamonov_SV@umbr.ru, umbr@umbr.ru

Анализ работы промышленных предприятий по обогащению медных и медно-цинковых руд показывает, что потери ценных металлов связаны с несовершенством процессов гидравлической классификации, с низкой эффективностью работы гидравлических классификаторов.

Следствием низкой эффективности классификации в спиральных классификаторах и/или в гидроциклонах является малая удельная производительность мельниц по готовому классу крупности, повышение расходов электроэнергии и мелющих тел в процессе измельчения, значительное ошламование ценных минералов. Замена гидравлических классифицирующих аппаратов, разделяющих минерал по равнопадаемости, грохотами, разделяющими материал на сите непосредственно по крупности, позволит уменьшить погрешность разделения и обеспечить максимальный выход готовых классов крупности, что, в конечном итоге, улучшит качественные и количественные показатели как измельчительных циклов, так и собственно обогатительных операций флотаций.

Для оценки перспективности применения тонкого грохочения в операциях тонкой классификации сульфидных медных и медно-цинковых руд авторами в качестве испытательного агрегата выбран многочастотный вибрационный резонансный грохот ULSTM 1,5x0,6-E компании «Kroosh Technologies Ltd.».

Для изучения влияния основных факторов на технологические показатели разделения тонкого грохочения на многочастотном грохоте Kroosh составлен и реализован полный факторный эксперимент, в котором в качестве основных факторов приняты: удельная производительность грохота по твёрдому(q, т/(ч·м^2); массовая доля твёрдого в питании (R,%); угол наклона деки грохота (α^0).

Результаты эксперимента приведены в таблице 1. Результатами эксперимента являются два линейных уравнения тонкого грохочения медной руды на грохоте Kroosh ULSTM 1,5x0,6-E: эффективность классификации по классу минус 0,071 мм (E^{-71})

$$E^{-71}=74,87-1,69x_1+1,21x_2+1,46x_1x_2+1,9x_1x_3-2,76x_2x_3-4,07x_1x_2x_3;$$

и извлечение класса минус 0,071 мм в подрешётный продукт (ε^{-71})

$$\varepsilon^{-71}=80,99-1,46x_1+1,18x_2+1,61x_1x_2+2,59x_1x_3-2,16x_2x_3-4,61x_1x_2x_3.$$

Оптимальными параметрами тонкого грохочения медной руды на грохоте Kroosh ULSTM 1,5x0,6-E с размером отверстия сита 0,1 мм (a=0,1 мм), в области исследуемых значений авторами приняты: удельная производительность грохота по твёрдому – 8 т/(ч·м^2); массовая доля твёрдого в питании – 60%; угол наклона деки грохота – 4 градуса. При этом получен подрешетный продукт с массовой долей класса минус 0,071 мм – 97,34%, с извлечением класса минус 0,071 мм – 86,69% при эффективности грохочения – 81,16%. На рисунке 1 приведена сепарационная характеристика гидравлического грохота в условиях оптимального режима.

Таблица 1. Результаты эксперимента

Условия опыта	Надрешётный		Подрешётный		Исходный	E^{-71},%	ε^{-71},%
	Выход,%	υ^{-71},%	Выход,%	β^{-71},%	α^{-71},%		
q=8 т/(ч·м^2), R=60%, α=12^0	43,21	35,72	56,79	96,08	70,00	70,53	77,95
q=4 т/(ч·м^2), R=60%, α=12^0	40,92	31,34	59,08	96,78	70,00	75,34	81,68
q=8 т/(ч·м^2), R=50%, α=12^0	37,75	26,14	62,25	96,60	70,00	78,85	85,90
q=4 т/(ч·м^2), R=50%, α=12^0	44,30	35,30	55,70	97,60	70,00	73,20	77,66
q=8 т/(ч·м^2), R=60%, α=4^0	37,66	24,74	62,34	97,34	70,00	81,16	86,69
q=4 т/(ч·м^2), R=60%, α=4^0	40,85	30,26	59,15	97,44	70,00	77,30	82,34
q=8 т/(ч·м^2), R=50%, α=4^0	51,07	44,44	48,93	96,68	70,00	62,16	67,58
q=4 т/(ч·м^2), R=50%, α=4^0	36,03	23,12	63,97	96,40	70,00	80,42	88,10
q=6 т/(ч·м^2), R=55%, α=8^0	50,88	25,06	49,12	96,20	60,00	74,08	78,75
q=6 т/(ч·м^2), R=55%, α=8^0	49,83	23,36	50,17	96,40	60,00	76,09	80,60
q=6 т/(ч·м^2), R=55%, α=8^0	51,48	25,32	48,52	96,80	60,00	74,39	78,27
q=6 т/(ч·м^2), R=55%, α=8^0	50,42	23,61	49,58	97,00	60,00	76,44	80,16

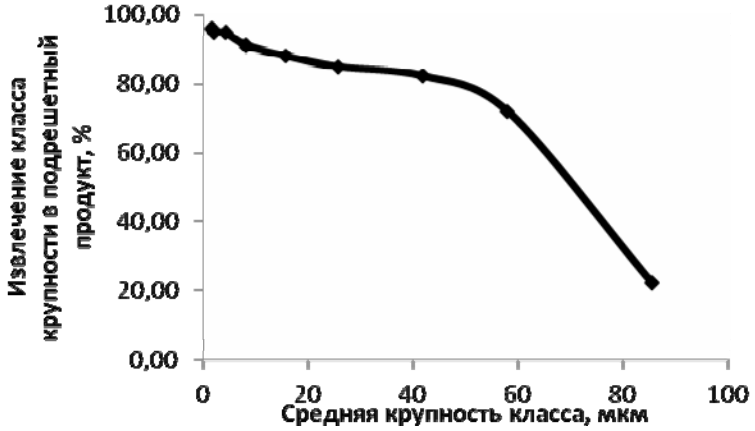


Рисунок 1. Сепарационная характеристика грохота Kroosh ULSTM 1,5x0,6-E

Полученная характеристика показывает, что подрешетный продукт имеет «чистую» гранулометрическую характеристику – в подрешетном продукте отсутствуют частицы крупнее размера отверстия сита. Извлечение частиц крупностью менее 40 мкм составляет более 85% и при уменьшении крупности частиц извлечение их в подрешетный продукт возрастает.

С целью сравнения влияния «природы» процесса класификации на показатели работы цикла «измельчение-классификация», а также показатели дальнейшего флотационного обогащения исследуемой руды, выполнены опыты по принципу непрерывного процесса в двух режимах: режим №1- измельчение руды в замкнутом цикле «шаровая мельница – грохот Kroosh ULSTM 1,5x0,6-E»; режим №2 - измельчение руды в замкнутом цикле «шаровая мельница – гидроциклон ZLF 50-CH».

На рисунке 2 приведены сепарационные характеристики грохота и гидроциклона при классификации медной руды.

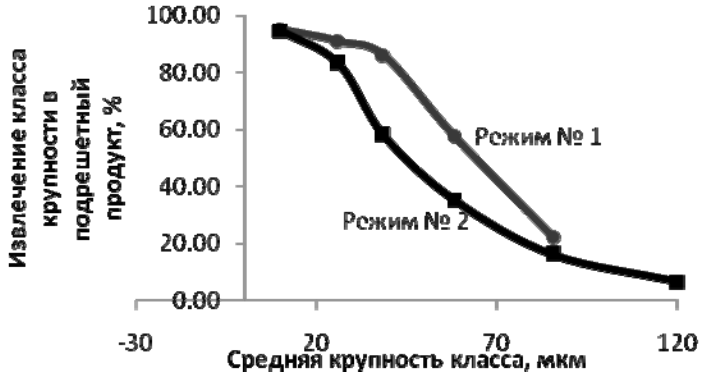


Рисунок 2. Сепарационные характеристики грохота Kroosh ULSTM 1,5x0,6-E и гидроциклона ZLF 50-CH

Полученные характеристики показывают преимущество тонкого грохочения в извлечении тонких классов крупности по сравнению с гидроциклоном. Так, например, извлечение класса крупности минус 40 мкм в подрешетный продукт гидравлического грохота на 28% выше, чем извлечение того же класса крупности в слив гидроциклона. Кроме того, в сливе гидроциклона наблюдаются зерна размером крупнее 100 мкм.

На продуктах классификации режимов №1 и №2 проведены исследования флотируемости меди.

На рисунке 3 приведены основные показатели флотационного обогащения подрешетного продукта гидравлического грохота и слива гидроциклона.

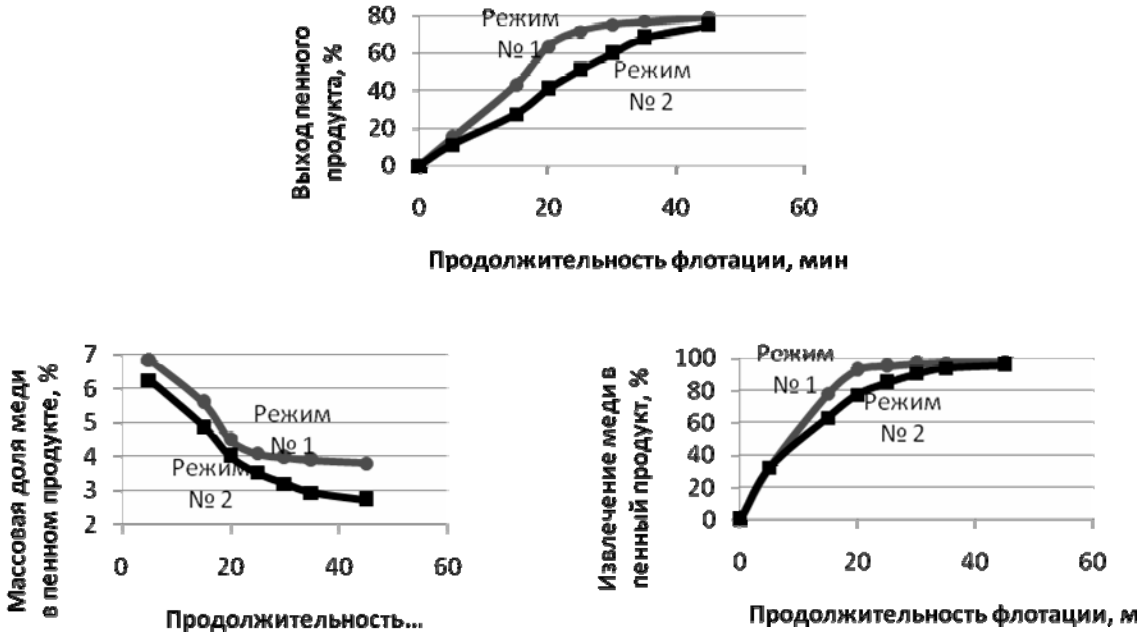


Рисунок 3. Основные показатели флотационного обогащения подрешетного продукта гидравлического грохота (режим №1) и слива гидроциклона (режим №2)

На основании данных рисунка 3 можно сделать следующие выводы:

1. В подрешетном продукте грохота наблюдается концентрация меди по отношению к сливу гидроциклона на 1,07%.

2. Флотация минералов меди происходит интенсивнее в случае, если питанием флотации является подрешетный продукт грохота. Так, например, выход пенного продукта по истечению 20 минут флотации подрешетного продукта грохота составляет 63%, что на 23% выше выхода пенного продукта флотации слива гидроциклона. С целью достижения равного выхода пенного продукта, в случае флотации слива гидроциклона, время флотации необходимо увеличить на 12 минут (с 20 минут до 32 минут).

3. Массовая доля меди в пенном продукте флотации подрешетного продукта на 1-1,5% выше массовой доли пенного продукта флотации слива гидроциклона.

4. Массовые доли меди в отвальных хвостах при флотации продуктов классификации грохота и гидроциклона соизмеримы и составляют величину равную, соответственно 0,40% и 0,36%.

5. Прирост извлечения меди в пенный продукт при флотации подрешетного продукта происходит интенсивнее по отношению к показателям флотации слива гидроциклона. Кривая извлечения меди в пенный продукт при флотации подрешетного продукта выполаживается и стремится к постоянной величине 96,2% при времени флотации 30 минут, в то время, как при флотации слива гидроциклона, извлечение меди в пенный продукт составляет лишь 89,86%.

6. Применение тонкого гидравлического грохочения в циклах рудоподготовки позволит в промышленных условиях сократить фронт флотации и, следовательно, необходимое количество камер флотационных машин более чем на 60% без снижения качественно-количественных показателей обогащения.

ПРИМЕНЕНИЕ РЕАГЕНТОВ РАСТИТЕЛЬНОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ СЕЛЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ПРИ ИЗВЛЕЧЕНИИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД

Т.Н. Матвеева, Т.А. Иванова, Н.К. Громова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва

Для многокомпонентных руд характерно многообразие тонко вкрапленных (до наноразмеров) минеральных форм, содержащих золото и платину. В связи с этим, при флотации таких руд представляется целесообразным использовать сочетание сульфгидрильных собирателей, неионогенных реагентов, способных образовывать комплексные соединения с золотом и МПГ, и селективных реагентов-депрессоров растительного происхождения (например, фенолоксикислот и дубильных веществ).

За рубежом дубильные экстракты, таннин и экстракт квебрахо применяются в качестве подавителей при флотации несульфидных минералов [1]. Танины образуют прочные комплексные соединения с железом и способны взаимодействовать с солями многих металлов [2]. В состав экстракта входят главным образом фенолоксикислоты, такие как танины, образующие коллоидные растворы. При высоких концентрациях мицеллы коллоидных растворов способны создавать гидрофильное покрытие на поверхности минералов и депрессировать сульфиды. Для определения концентрации основного компонента − танина в полученных экстрактах ЭКД и воспроизведения условий флотационных и сорбционных опытов разработана методика анализа экстракта. В основу предлагаемой методики положен анализ таннина в присутствии реактива Фолина [3].

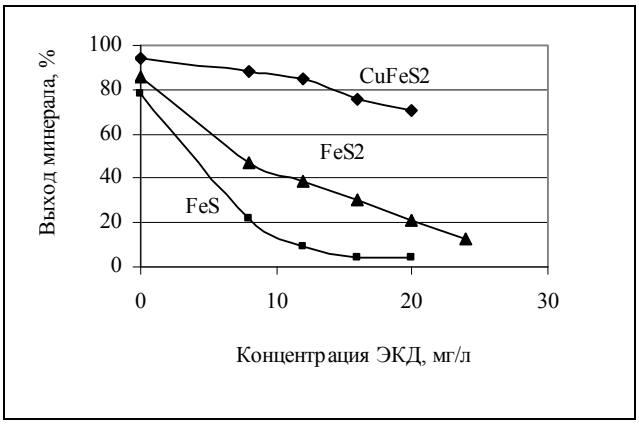
Цель работы – обоснование выбора растительных реагентов-депрессоров – таннина и экстракта коры дуба (ЭКД) для повышения селективности флотации при извлечении благородных металлов из многокомпонентных руд на основе анализа их сорбционных и флотационных свойств по отношению к сульфидным минералам, содержащим благородные металлы.

В ходе работы была предложена методика получения реагента ЭКД, позволяющая получить продукт с фиксированным содержанием экстрактивных дубильных веществ.

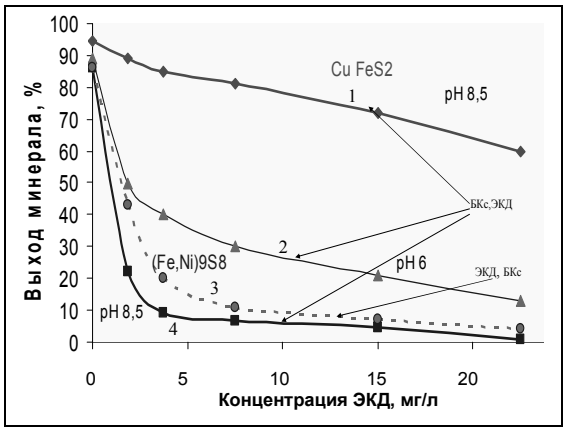
Исследованы флотационные свойства реагента ЭКД при флотации мономинеральных фракций пирита, пирротина и халькопирита (-0,16+0,1мм).

Установлено, что в присутствии ксантогената введение ЭКД при низких концентрациях способствует снижению флотируемости пирита и пирротина при флотации в слабокислой, нейтральной или слабощелочной среде. Депрессирующее воздействие, которое оказывает реагент ЭКД в аналогичных условиях на халькопирит существенно меньше. При концентрации реагента в пульпе 8-25 мг/л и концентрации БКс 10-30 мг/л снижение извлечения по сравнению с результатами флотации в присутствии одного БКс достигало 55% для пирита и 80% для пирротина. Снижение флотируемости халькопирита в аналогичных условиях не превышало 20% (рис. 1а).

При флотации пентландит-пирротиновой пробы (Fe 42.9%; Cu 4.7%; Ni 16.3%) крупностью – $0.16 + 0.08$ мм введение ЭКД в диапазоне концентраций 5-15 мг/л (в пересчете на экстрактивные вещества) после бутилового ксантогената (БКс) (13мг/л) при pH 6–8,5 приводит к снижению флотируемости минералов до уровня ниже естественной флотируемости (с 87 до 4%). В этих условиях выход халькопирита при концентрации ЭКД (0-15 мг/л), снижается на 10-20% с 94 до 74%. Дальнейшее повышение расхода ЭКД приводит к существенному подавлению флотации халькопирита. Порядок подачи реагентов оказывает менее существенное влияние на результаты флотации пентландита, чем при флотации пирита и пирротина с этими реагентами. Увеличение щелочности среды усиливает депрессирующую способность ЭКД по отношению к исследуемым сульфидам: разница в извлечении при pH 6 и pH 9 составила для пирротина 19 и 48%, для халькопирита - 2,5 и 9%.



а



б

Рисунок 1. Влияние реагента ЭКД на флотируемость халькопирита, пирита, пирротина (а), халькопирита и пентландит-пирротиновой пробы (б) в присутствии бутилового ксантогената

Таблица. Адсорбция ЭКД (в пересчете на таннин) после взаимодействия с пирротином

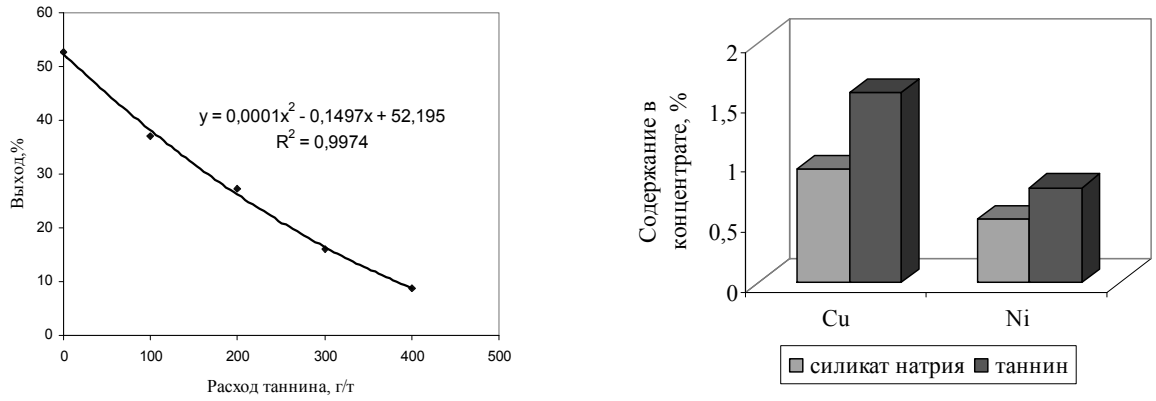
Объект исследования	Концентрация таннина в ж.ф., мг/л	Адсорбция таннина	
		мг/г	% от исх.
Исходный раствор	12,0	-	-
Пирротин +ЭКД	9,2	0,056	23,3
Пирротин + Ксантогенат+ЭКД	6,8	0,104	43,3

Изучено влияние реагента-депрессора растительного происхождения ЭКД на сорбцию реагента-собирателя ксантогената на поверхности пирротина. Навеску измельченного пирротина крупностью -0,16+0,063 мм перемешивали с ксантогенатом 3 минуты, за тем добавляли ЭКД и перемешивали еще 3 минуты. Жидкую фазу декантировали и после центрифугирования определяли концентрацию в ней ксантогената на спектрофотометре SHIMADZU-1700 и содержание таннина по фотометрической методике на фотоколориметре КФК-2.

Из данных таблицы следует, что ЭКД поглощается пирротином на 23,3% , а в присутствии ксантогената поглощение возрастает до 43,3%.

По данным спектрофотометрического анализа были определены остаточные концентрации в жидкой фазе и величина сорбции ксантогената на пирротине. Концентрация ксантогената снизилась с 38, 4 мг/л (исходная) до 18,4 мг/л, таким образом, адсорбировалось на поверхности минерала 0,4 мг/г или 52,1% от исходного количества реагента. При добавлении ЭКД адсорбция ксантогената не меняется. Таким образом, депрессор ЭКД сорбируется на пирротине, но при этом вытеснение собирателя с поверхности не наблюдается. Более того, сорбция ксантогената не препятствует закреплению ЭКД на поверхности минерала.

Флотационные эксперименты на мономинеральной фракции пирротина крупностью -0,16+0,1 выполнены в присутствии бутилового ксантогената (расход - 230 г/т) в нейтральной среде при различных расходах таннина (0 - 400 г/т) с добавлением вспенивателя.



а **б**

Рисунок 2. Влияние таннина на флотируемость пирротина (а) и содержание меди и никеля в медно-никелевом концентрате (б)

Результаты экспериментов показали (рис. 2а), что таннин оказывает депрессирующее действие на пирротин: выход концентрата снижается с 53 до 8,8% при увеличении расхода таннина до 400 г/т.

При флотации пробы малосульфидной Pt-Cu-Ni руды (0,12% Ni; 0,18% Cu) наблюдалось повышение качества коллективного концентрата при замене депрессора силиката натрия на танин (рис. 2б).

Флотационные эксперименты на пробе коллективного золото-мышьяково-сурьмяного концентрата Олимпиадинского месторождения показали, что с повышением расхода ЭКД от 100 до 200 г/т содержание мышьяка в концентрате снижается с 2,75 до 2,25 %, а содержание сурьмы возрастает с 33,8 до 37,8 % .

Таким образом, на основании анализа литературных источников по применению реагентов-депрессоров растительного происхождения в процессах флотации многокомпонентных руд и возможности использования их в сочетании с сульфгидрильными собирателями предложены эффективные модификаторы флотации растительного происхождения (экстракт коры дуба, таннин), являющиеся доступными и экологически безопасными.

Показано, что таннин и реагент ЭКД при низких концентрациях являются депрессорами пирита и пирротина в слабокислой, нейтральной или слабощелочной среде за счет образования соединений с ионами железа на поверхности указанных минералов. Установлено, что адсорбция ксантогената не препятствует закреплению этих реагентов на поверхности минерала, а наоборот, способствует повышению величины их адсорбции.

Флотационными экспериментами подтверждено, что применение таннина и ЭКД в качестве депрессоров пирротина и арсенопирита позволит повысить извлечение меди и никеля и качество одноименных концентратов при селективной флотации многокомпонентных руд.

Список использованных источников

1. Хан Г.А., Габриелова Л.И., Власова Н.С. Флотационные реагенты и их применение. М. Недра 1986.
2. Шубов Л.Я, Иванков С.И, Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. М. Недра. Книга 1 стр. 349.
3. Коренман И. М. Фотометрический анализ. Методы определения органических соединений. М. Химия. 1970, стр. 247.

ХАРАКТЕР ПРОЯВЛЕНИЯ ГРАНИЦЫ ТВЕРДОЙ И ЖИДКОЙ ФАЗ В ПОЛЕ ВЫЗВАННОЙ ПОЛЯРИЗАЦИИ

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

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

В последние годы методы технологической минералогии дополняются геофизическими методами, обеспечивающими оценку так называемых энергетических параметров, обусловленных физико-химическими свойствами минералов и генерируемые ими физические поля. Ниже приводится информация об использовании методов вызванной поляризации и оценка особенностей границы раздела сульфидов полупроводников.

Наибольшим распространением пользуются измерения термоэлектрических свойств и электропроводности. Все термоэлектрические эффекты описываются с помощью коэффициента термоэлектродвижущей силы (термо-ЭДС).

Подавляющее большинство физико-химических процессов, связанных с сульфидами, базируется на взаимодействии их с поверхностью минералов. Природа этого взаимодействия определяется тем, что граница твердой и жидкой фаз обладает некоторым избытком поверхностной энергии, одним из главных следствий чего является существование электрического поля поверхности частиц. Механизм формирования электрического поля частиц минералов в жидкой фазе рассматривается в работах В.А. Глембоцкого (1973, 1980), Р.Ш. Шафеева (I960, 1963, 1977), В.А. Чантурия (1966, 1977) И.Н. Плаксина (1969, 1977) и др.

В общем случае формирующийся электрический потенциал на поверхности является следствием совместного протекания двух процессов: растворения ионов в поверхности минерала и появления заряда на поверхности при растворении. Процесс растворения продолжается до тех пор, пока не будет достигнут минимум свободной энергии всей системы "минерал - вмещающая среда (например раствор)" и не установится равновесное электрически нейтральное состояние. При этом вблизи границ раздела фаз по обе стороны формируют слой, называемый двойным электрическим слоем. Равновесному состоянию каждой химической системы отвечает двойной электрический слой определенного строения, характеризующийся определенной величиной емкости и тока обмена. Возможные модели двойного электрического слоя рассмотрены в работах В.А. Гельмгольца (1953), Г. Гуи (1970), Д. Чапмана (1913), О. Штерна (1924), Л.М. Фрейдлиха (1948) и др.

На рисунке показана модель электрического слоя, характерная для сульфидов, обладающих полупроводниковыми свойствами (В.А. Чантурия, Р.Ш. Шафеев, 1977 г.). Главной особенностью этой модели является протяженность границы раздела не только в пределах жидкой фазы, но и вглубь от контакта тел. Толщина границы раздела представляется в виде суммы толщины двойного электрического слоя в жидкости и дебаевской длины экранирования в минерале. Основными факторами, обусловливающими толщину переходного межфазного слоя, являются электрический потенциал границы раздела фаз и плотность электрического

заряда свободных электронов и дырок, находящихся в поверхностном слое минерала в пределах дебаевской длины.

Дебаевская длина — расстояние, на которое распространяется действие электрического поля отдельного заряда в нейтральной среде, состоящей из положительно и отрицательно заряженных частиц. Вне сферы радиуса дебаевской длины электрическое поле экранируется в результате поляризации окружающей среды. Она характеризует глубину проникновения поля в полупроводник и является количественной характеристикой эффекта поля.

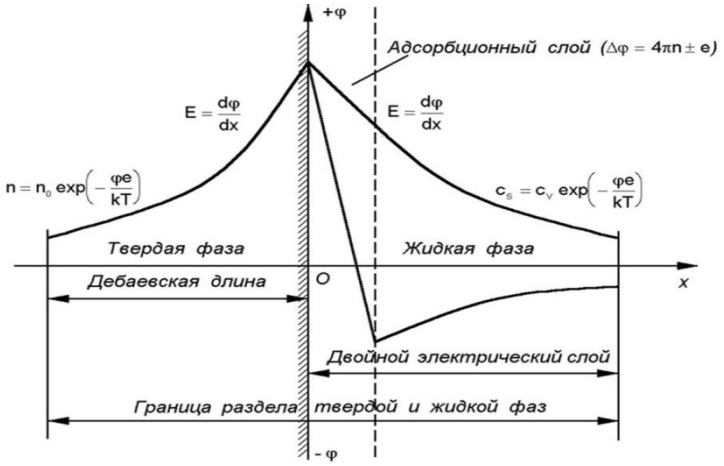


Рисунок. Схема строения границ раздела твердой и жидкой фаз (по В.А Чантурия, Р.Ш. Шафеев, 1977)

Другой характеристикой электрофизических свойств минералов является электропроводность (ток проводимости), которая определяется количеством свободных носителей тока и их подвижностью. Перемещение свободных электрических зарядов в полупроводниках осуществляется при приложении к ним электрического поля.

Двойной электрический слой образуется на поверхности минеральных частиц породы и содержащейся в ней влаги (на контакте твердой и жидкой фаз) вследствие адсорбции ионов какого – либо знака (обычно анионов). Его внутренняя оболочка прочно связана с поверхностью твердых частиц, а внешняя, толщиной не более 0,1 мкм, в свою очередь состоит из двух прослоев. Первый прослой непосредственно прилегает к внутренней обкладке, и ионы в пределах прослоя могут перемещаться лишь вдоль него. Второй прослой имеет диффузионное строение; ионы внутри него находятся в состоянии беспорядочного теплового движения. При отсутствии внешнего электрического поля двойной электрический слой в целом электрически нейтрален. Если же на такой слой воздействовать внешним электрическим полем, то он деформируется, обкладки слоя смещаются, электрическое равновесие в слое нарушается, и он сам становится источником поля, накладывающегося на внешнее поле. Интенсивность этого вторичного поля (поля вызванной поляризации (ВП)) сложным и недостаточно изученным образом зависит от очертаний поверхности раздела твердой и жидкой фаз, типа проводимости твердой фазы, гранулометрии породы и других факторов. В частности, с увеличением влажности породы и ростов минерализации поровой жидкости поляризуемость породы уменьшается, поле ВП ослабевает.

При пропускании поляризующего тока через проводящие рудный объект (рудные тела, рудные минералы) пограничный слой электролита приобретает положительный потенциал у поверхности объекта со стороны положительного питающего электрода (катодная часть залежи) и отрицательный потенциал со стороны отрицательного электрода (анодная часть залежи). Под влиянием создавшегося электростатического поля у поверхности рудного объекта за счет перераспределения ионов электролита создается двойной электрический слой. Его существование поддерживается пропускаемым током. При выключении тока начинается разрядка двойного слоя и восстановление нейтрального распределения ионов в электролите. После выключения поляризующего тока происходит восстановление деформаций

двойных слоев – возникает спадающее во времени поле ВП. Спад (разрядка) вызванной поляризации потенциалов после выключения тока происходит по закону, близкому к экспоненциальному. Причем скорость спада ранних стадии вызванной поляризации минералов с дырочной и электронной проводимостью резко различна (почти в 20 раз).

Анализ связи стадии вызванной поляризации, термоэлектрических свойств дисульфидов матрицы различных технологических типов руд (металлических и золотосульфидных месторождений) и показатели их флотационного обогащения позволяет сделать следующие выводы:

1. Временные характеристики ранних стадий вызванной поляризации (РСВП) теснейшим образом связаны с термоэлектрическими свойствами;
2. Максимальные извлечения металлов в концентрат по принятой методике обогащения (Н.Г. Шилин, Ю.Л. Селезнев, 1988, 1990) отмечаются у руд, характеризующихся крайними предельными значениями коэффициента термоэлектродвижущей силы дисульфидов дисульфидной матрицы;
3. Взаимосвязь характеристик РСВП с термо-ЭДС сульфидов определяется параметрами двойного электрического слоя, электрическим потенциалом минеральных зерен и плотностью электрических зарядов электронов и дырок, находящихся в поверхностном слое в пределах дебаевской длины;
4. С характеристиками РСВП теснейшим образом связана химическая активность поверхности минералов, а, следовательно, и их флотационная способность.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ СТРОЕНИЯ МОЛЕКУЛ НА АДСОРБЦИОННЫЕ СВОЙСТВА ОРГАНИЧЕСКИХ РЕАГЕНТОВ-МОДИФИКАТОРОВ

Э.Р. Муллина, О.А. Мишурина, Л.В. Чупрова

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ФГБОУ ВПО «МГТУ»), Россия, г. Магнитогорск, e-mail: e.mullina@inbox.ru

Одним из приоритетных направлений программы «Энергетическая стратегия России» является развитие угольной промышленности. Для успешной реализации данной программы Минэнерго разработало и утвердило «Долгосрочную программу развития угольной отрасли на период до 2030 года», которая предполагает, что добыча угля должна вырасти до 430 млн. т [1, 2, 3], в 2011 г. она составила 336,7 млн.т. [4]. Эта задача может быть реализована в случае существенного повышения конкурентоспособности угольной продукции. Однако, в последнее время наблюдается значительное ухудшение качества добываемых углей, обусловленное эксплуатацией высокозольных и высокообводненных месторождений. Решение данной проблемы на современном этапе возможно только с применением методов обогащения [5, 6]. Согласно принятой долгосрочной программе в России планируется довести уровень обогащения до 60%, сейчас он составляет 40% [1].

В настоящее время основным способом обогащения угольных шламов является флотация. Повышение качества угольных концентратов при флотационном обогащении может быть достигнуто за счет разработки селективных реагентных режимов с использованием реагентов-модификаторов, позволяющих уменьшить зольность и содержание серы в углях без значительных капиталовложений.

Современные исследования показывают, что наибольшую флотационную активность по отношению к энергоненасыщенной поверхности газовых углей проявляют гетерополярные органические соединения [7, 8], к которым относятся и сложные эфиры линейного строения, исследуемые в настоящей работе.

Сравнительный анализ флотационных свойств сложных эфиров по отношению к газовым углям Кузнецкого бассейна показывает, что с увеличением числа углеродных атомов до 8-9 наблюдается

резкий рост флотационной активности. При этом наиболее высокий выход концентрата 73,11% достигается при использовании изоамилизобутирата при расходе 1,0 кг/т. Дальнейшее повышение расхода сложных эфиров приводит к незначительному уменьшению выхода концентрата, что обусловлено некоторой гидрофилизацией поверхности угольных частиц вследствие полислойной адсорбции. Анализ качественно-количественных показателей флотации газовых углей сложными эфирами нормального и изомерного строения показывает, что наличие изомерии в структуре молекул сложных эфиров приводит к некоторому снижению выхода концентрата, однако, при этом наблюдается улучшение качества концентрата. Совместное использование сложных эфиров в качестве реагентов - модификаторов и реагента ВКП при флотации газовых углей позволяет улучшить качественно-количественные показатели флотации: повысить выход концентрата на 3,15% и снизить зольность концентрата на 1,60% по сравнению с индивидуальным использованием ВКП.

Результаты флотации показывают, что удлинение углеводородной цепи молекул сложных эфиров приводит к резкому возрастанию показателей флотации газовых углей. Это обстоятельство обусловлено увеличением гидрофобизационного эффекта вследствие более значительной деструктуризации гидратных слоев. Кроме того, удлинение молекулы на одну CH_2-группу приводит к возрастанию и величины адсорбции. Данное обстоятельство подтверждается анализом термодинамических параметров адсорбционных процессов на угольной поверхности, проведенных методом газо-адсорбционной хроматографии (таблица).

Таблица. Термодинамические характеристики адсорбции сложных эфиров на поверхности газового угля

Вещество	-ΔH, кДж/моль	-ΔG, кДж/моль	-Δ S, кДж/моль·град.	τ_R, мин
Бутилформиат	26,4	8,15	0,047	2,50
Изобутилформиат	23,6	5,00	0,041	1,80
Бутилбутират	38,9	11,90	0,070	8,17
Изобутилбутират	35,9	10,20	0,066	5,67
Изобутилизобутират	35,1	9,04	0,067	3,67
Изоамилизобутират	38,2	9,17	0,075	4,33

Анализ термодинамических характеристик адсорбции газовыми углями исследуемых соединений показывает, что абсолютные значения энтальпии ΔH увеличиваются от молекул сложных эфиров с разветвленной цепью к молекулам с прямой углеводородной цепью, что подтверждает некоторое уменьшение дисперсионных сил межмолекулярного взаимодействия сложных эфиров изомерного строения с угольной поверхностью. Так, например, в ряду бутилбутират - изобутилбутират - изобутилизобутират, характеризующемся увеличением разветвленности углеводородного радикала молекул, наблюдается уменьшение абсолютных значений ΔH: 38,9 - 35,9 - 35,1 кДж/моль.

В этом же направлении изменяются величины энергии Гиббса ΔG от -5,0 до -11,9 кДж/моль, что означает уменьшение запаса свободной энергии угольной поверхности в результате закрепления молекул реагента.

Изменение энтропии ΔS в адсорбционном процессе от –0,041 до –0,075 кДж/моль·град свидетельствует об упорядочении системы «уголь – реагент» по мере приближения молекул к поверхности и формирования адсорбционного слоя.

Аналогичные закономерности наблюдаются при анализе времени удерживания. С удлинением углеводородного радикала исследуемых соединений величина τ_R возрастает, что свидетельствует о повышении прочности закрепления. Это связано с увеличением поверхности действия дисперсионных сил углеводородной цепочки. Следует отметить, что наличие изомерии в структуре молекул сложных эфиров линейного строения приводит к снижению величины времени удерживания вследствие уменьшения доли дисперсионных сил взаимодействия углеводородного радикала с угольной поверхностью в силу структурных факторов.

Адсорбция сложных эфиров происходит благодаря определенному энергетическому состоянию их молекул, которое обусловлено наличием в структуре молекул сложных эфиров двух высокоотрицательных атомов кислорода, которые смещают электронную плотность молекул на себя, создавая возможность закрепления на поверхности углей за счет специфического взаимодействия. Вместе с тем, молекулы сложных эфиров сохраняют способность к неспецифическому взаимодействию за счет углеводородных радикалов. Наличие изомерии в структуре сложных эфиров способствует увеличению специфической компоненты межмолекулярного взаимодействия их молекул с угольными частицами вследствие смещения электронной плотности +I – типа от метильных групп к углеродным атомам главной цепи. Данное обстоятельство создает возможность специфического закрепления энергетически активного водорода на отрицательных сорбционных центрах угольной поверхности. Снижение доли неспецифического взаимодействия между молекулами сложных эфиров изомерного строения и поверхностью газовых углей, приводит к повышению избирательности их закрепления и как следствие увеличению селективности процесса флотации углей.

Список использованных источников

1. Долгосрочная программа развития угольной отрасли на период до 2030 года // Уголь. – 2012. - № 2. – С. 8-9.
2. Глинина О.И. Итоги работы международного семинара по энергоэффективности и чистым технологиям угля , организованным Министерством энергетики Российской Федерации совместно с Международным энергетическим агентством (МЭА) // Уголь. – 2011. - № 1. – С. 31 - 39.
3. Давыдов М.В. Вторая угольная волна – оптимистический прогноз или объективная реальность //Уголь. – 2012. - № 2. – С. 67 - 70.
4. Таразанов И.Г. Итоги работы угольной промышленности России за 2011 год // Уголь. – 2012. - № 3. – С. 40 – 51.
5. Алексеев К.Ю., Линев Б.И., Рубинштейн Ю.Б. Современные направления развития углеобогащения в мире // Уголь. – 2012. - № 5. – С. 98 – 103.
6. Антипенко Л.А. Будущее угольной промышленности – обогащение угля // Уголь. – 2012. - № 1. – С. 50 – 52.
7. Л.Г., Медяник Н.Л. Повышение эффективности флотации углей низкой стадии метаморфизма//Кокс и химия,-1995,-№2.-С.2 - 4.
8. Хан Г.А., Габриелова Л.И. Власова Н.С. Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1986.-271с.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ВОРОНЦОВСКОЕ»

В.В. Мусаев[1], С.Л. Орлов[1], Н.Б. Чинова[1], Г.Л. Максимов[2], Е.А. Пушной[2], А.С. Хрусталев[2]

[1]Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр» (ОАО «Уралмеханобр»), Россия, г. Екатеринбург, e-mail: musaev_vv@umbr.ru
[2]Закрытое акционерное общество «Золото Северного Урала», Россия, г. Краснотуринск, e-mail: hrustalev@zsu.polymenal.ru

Золотосодержащие руды месторождения «Воронцовское» характеризуются наличием сульфидных минералов, представленных в основном пиритом, распределенных в карбонатных и силикатных породах и ассоциированного с ними тонкодисперсного золота.

В результате минералогических исследований было установлено, что рудная часть пробы представлена пиритом и гидроокислами железа в меньшей степени халькопиритом, сфалеритом, арсенопиритом. Нерудная часть пробы состоит в основном из кальцита, доломита и кварца, в меньшей степени из полевого шпата, мусковита, каолинита, амфибола и хлорита.

При проведении рационального анализа проб руды технологической крупности (95% минус 0,071 мм) установлено, что значительная часть тонкодисперсного золота до 15-20% ассоциирована с пиритом и арсенопиритом, а также заключена в кварце и твердых минералах железа и не извлекается при цианировании. Среднее содержание золота в рудах составило 4 г/т.

Изучение распределения серы, преимущественно входящей в состав пирита, по классам крупности при различной тонине помола показало, что более чем на 96% она сосредоточена в классе минус 0,071 мм. Последнее обстоятельство указывает на мелкодисперсный характер сульфидных минералов в руде, что важно было учитывать при исследовании на обогатимость руды гравитационными методами с использованием центробежных концентраторов.

По данным минералогического анализа, а также исследований по раскрытию минералов установлено, что подавляющая часть золота находится в классе крупности минус 0,045 мм и размер зерен золота в основном не превышает 10 мкм. Основная часть пирита находится в классе крупности минус 0,071 мм и размер зерен составляет 5-50 мкм. На основании этого проводили исследования по влиянию крупности измельченной руды в питании концентратора на показатели обогащения.

В результате исследований было установлено, что извлечение золота в концентрат уменьшается с 26,1 до 19,7% при увеличении доли класса крупности минус 0,071 мм в питании концентратора с 60 до 92%. В дальнейшем наблюдается незначительное увеличение извлечения золота до 20,7% по достижении в питании концентратора доли класса минус 0,071 мм до 97,5%. При этом извлечение серы и мышьяка, ассоциированных с пиритом и арсенопиритом, в концентрат имеет выраженный максимум при доле класса минус 0,071 мм в питании концентратора на уровне 83%.

Также было изучено влияние технологических параметров работы концентратора, в частности, расхода флюидизационной воды и величины центробежного ускорения, на показатели обогащения.

Анализ полученных данных показал, что извлечение сульфидных минералов в концентрат повышается с 23,88% до 31,44% с увеличением расхода флюидизационной воды с 2,0 до 4,5 л/мин, при этом извлечение золота в концентрат сначала снижается с 24,76 до 21,48%, затем повышается до 25,47-26,79%. При проведении контрольных операций обогащения удалось извлечь в объединенный концентрат около 50% сульфидной серы при извлечении золота до 42%. Выход объединенного концентрата составил при этом 27%.

Извлечение сульфидов в концентрат и промпродукт постепенно возрастает до 33,3 и 48,9% соответственно с увеличением величины центробежного ускорения с 60g до 120g, подобные зависимости характерны и для извлечения золота. При дальнейшем увеличении величины центробежного ускорения наблюдаются незначительные снижения извлечения серы и золота в концентрат и объединенный продукт, что очевидно связано с разубоживанием тяжелой фракции за счет увеличения извлечения пустой породы при больших гравитационных воздействиях.

На основании полученных в лабораторных исследованиях данных по гравитационному обогащению руды на концентраторе периодического действия были определены оптимальные технологические режимы для проведения укрупненных испытаний на концентраторе Knelson KC-CVD6 с непрерывной разгрузкой продуктов обогащения.

В результате центробежного обогащения были получены концентрат и после перечистки хвостов первой стадии обогащения промпродукт с суммарным выходом 27,29%, извлечением серы 54,35%, золота 36,98%, серебра 33,71%.

В дальнейшем продукты гравитационного обогащения руды подвергались исследованиям по агитационному цианидному выщелачиванию, часть объединенного гравитационного концентрата перед цианированием подвергалась сверхтонкому измельчению на бисерной мельнице «SUPERMILL» (модель EHP-20) до класса минус 5 мкм (> 95%).

Кинетика процесса выщелачивания продуктов обогащения приведена на рисунках 1. Из данных рисунка 1 видно, что скорость выщелачивания золота для тонкоизмельченного концентрата значительно выше, чем для других продуктов обогащения руды. Кинетика выщелачивания золота из хвостов гравитации также высока, что отчетливо видно по зависимостям извлечения золота в раствор, изображенным на рисунке 2. За первые два часа в раствор переходит более 95% золота.

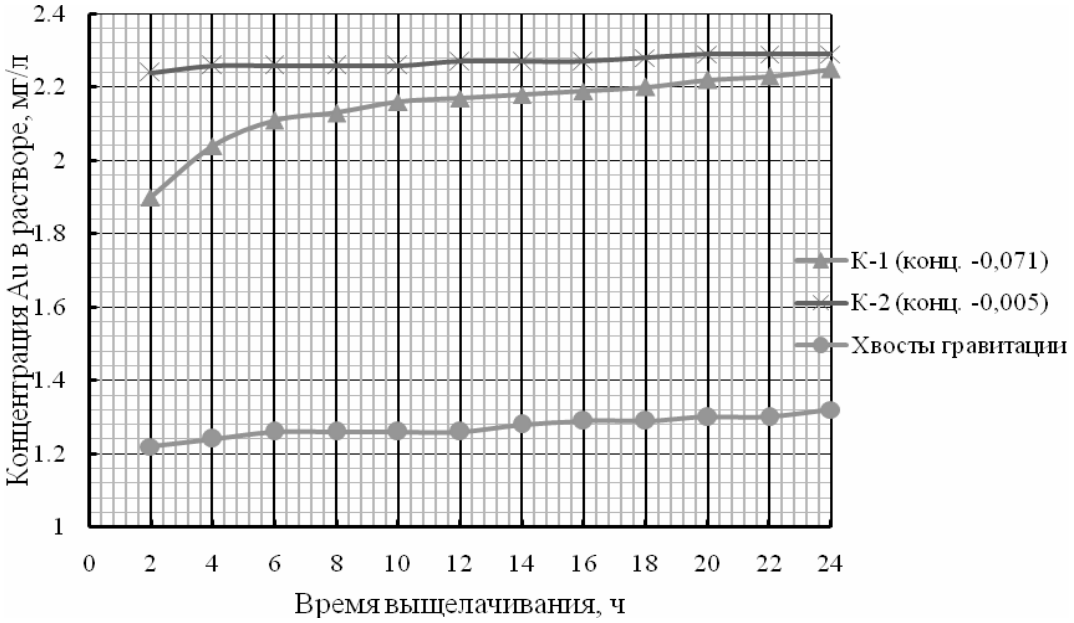


Рисунок 1. Кинетика выщелачивания золота из продуктов обогащения руды месторождения «Воронцовское», C_{NaCN} - 3 г/л

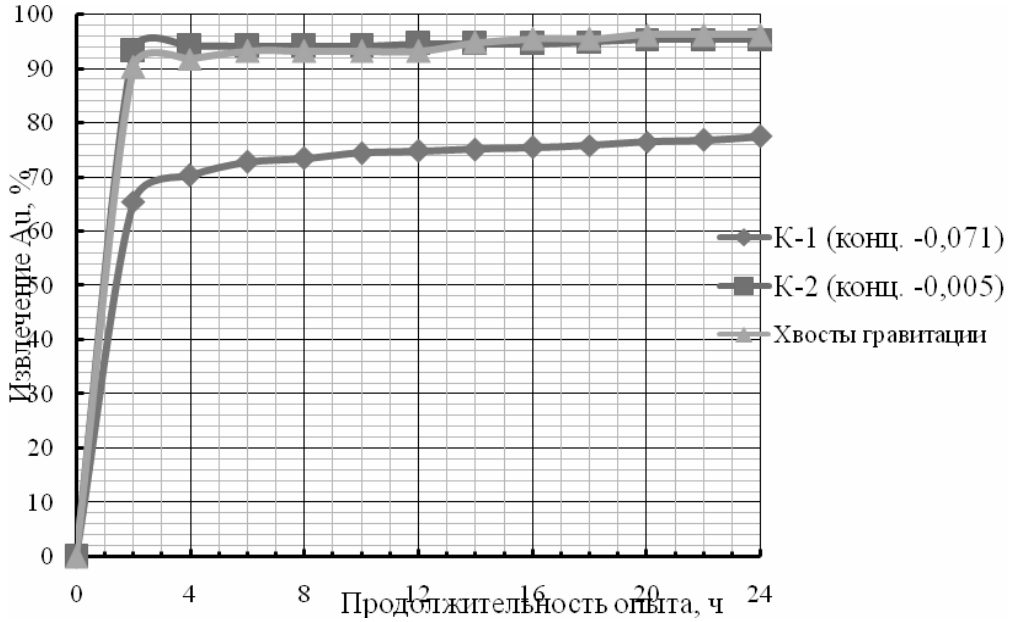


Рисунок 2. Зависимость извлечения золота в раствор от времени выщелачивания, C_{NaCN} - 3 г/л

На основании проведенных исследований по цианированию были сделаны следующие выводы:

- в результате снижения крупности помола до 5 мкм частично сконцентрированного пиритного концентрата и дальнейшего его цианирования удалось достичь извлечения золота в раствор на уровне 92-93%;
- извлечение золота в раствор из хвостов гравитационного обогащения руды на центробежном концентраторе составило порядка 90,0%;
- среднее извлечение золота в раствор при цианировании руды можно увеличить до 90-92% (на 10-12% выше существующих показателей) путём классифицирования нераскрытых минералов, содержащих золото, а также частичного центробежного концентрирования пирита и арсенопирита и ассоциированного с ними золота, измельчения тяжелой фракции до 5 мкм и совместного её цианирования с хвостами гравитационного обогащения;
- использование центробежного концентратора в технологической схеме на участке разделения иловой и песковой фракций измельченной до технологической крупности руды (75-83% класса минус 0,071 мм) позволит работать на дальнейших переделах с более плотной пульпой по содержанию твердого.

МЕХАНИЗМ ДЕЙСТВИЯ НОВЫХ СЕЛЕКТИВНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

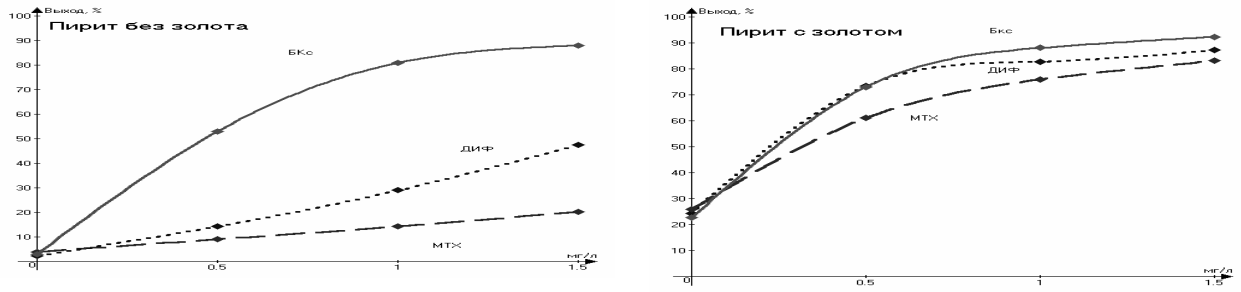
Т.В. Недосекина, А.О. Гапчич, В.В. Гетман, Е.В. Копорулина

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва

Для разработки новых собирателей, обладающих селективными и эффективными флотационными свойствами к золоту, были рассмотрены реагенты ДИФ (диизобутилдитиофосфинат) и МТХ (пергидро-1,3,5-дитиазин-5-ил-метан). Выбор реагентов ДИФ и МТХ основывался на свойстве золота образовывать ковалентные связи с различными лигандами, содержащими гетероциклический азот (≡N), и с лигандами, содержащими фосфор и серу. В научное обоснование выбора этих регентов входило также изучение их механизма действия на золотосодержащем материале.

Для оценки флотационных свойств исследуемых реагентов был использован метод сравнительной мономинеральной флотации. В качестве золотосодержащего материала был использован пирит (класс крупности -160+0,063 мм) с нанесенным по определенной методике [1] металлическим золотом. Параллельно реагенты исследовались на материале, не содержащем золота, в качестве которого использовали природный пирит того же класса крупности. Наряду с испытуемыми реагентами был исследован бутиловый ксантогенат, как основной традиционный собиратель для золота. Результаты представлены на рисунке 1

Как видно из этого рисунка реагент ДИФ флотирует золото так же активно, как и ксантогенат. Максимальный выход пирита без золота при использовании реагента ДИФ составил 48%, вместо 85%, полученных с ксантогенатом. Наименьший выход пирита без золота получен с реагентом МТХ (20%). Золотосодержащий пирит флотируется реагентом МТХ менее активно, чем реагентом ДИФ и ксантогенатом. Однако при высоких концентрациях с этим реагентом сфлотировалось 82% золотосодержащего пирита, при выходе 85 и 87% с реагентом ДИФ и ксантогенатом соответственно. Таким образом, можно сделать вывод о том, что реагент МТХ обладает наиболее селективными свойствами по отношению к металлическому золоту.



а **б**

Рисунок 1. Зависимости выхода минерала при флотации от расхода реагента: *а* – пирит без золота, *б* – пирит с золотом

Для изучения механизма селективных свойств реагента МТХ по отношению к золоту были выполнены исследования сорбции этого собирателя на золоте и природном пирите. Сорбционные исследования проводили методом спектрофотометрирования жидкой фазы, отфильтрованной после контакта минерала с реагентом, в ультрафиолетовой области спектра. Измерения осуществляли на спектрофотометре марки «Shimadzu UV-1700».

На рисунке 2 представлена зависимость адсорбции МТХ на минералах от исходной концентрации реагента в растворе. Как видно из этого рисунка на минерале с нанесенным на поверхность золотом реагент адсорбируется гораздо активнее, чем на природном пирите. Эти результаты подтверждают селективное взаимодействие реагента МТХ с золотом.

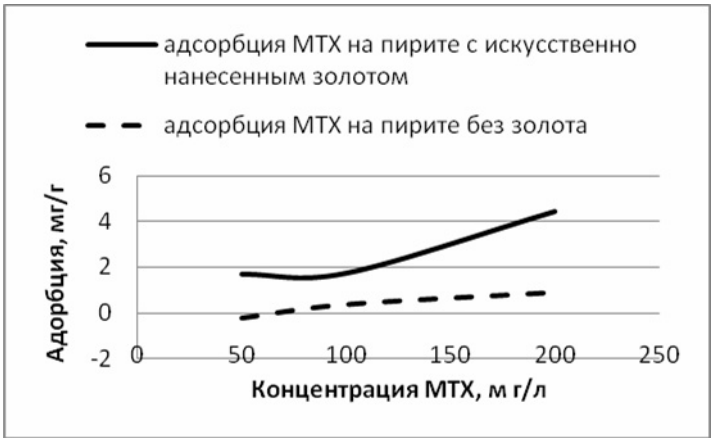
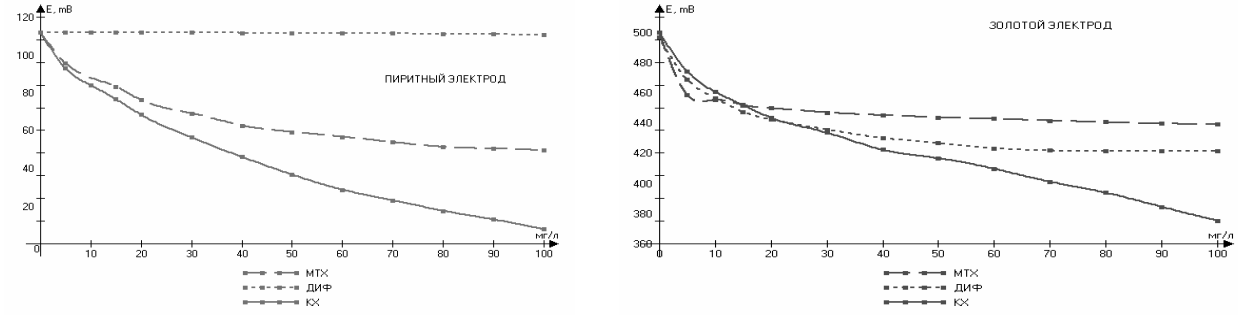


Рисунок 2. Адсорбция МТХ на пирите с искусственно нанесенным золотом и пирите, не содержащем золота

Для выявления закономерностей основных параметров двойного электрического слоя, было изучено влияние реагентов МТХ и ДИФ, а также бутилового ксантогената на электродные потенциалы пирита и золота.

Для исключения влияния колебания pH жидкой фазы, измерения электродных потенциалов проводили в буферном растворе (pH 6,86). Результаты приведены на рисунке 3.

Из графиков видно, что при увеличении концентрации бутилового ксантогената в растворе заметно снижается потенциал золотого и пиритного электродов на 125 и 105 мВ соответственно. При дозировании реагентов ДИФ и МТХ наблюдается падение потенциала золотого электрода соответственно на 80 и 60 мВ. Потенциал пиритного электрода при подачи ДИФ в раствор практически не изменился, при дозировании МТХ потенциал снизился на 62 мВ.



а **б**

Рисунок 3. Зависимость электродных потенциалов пирита (а) и золота (б) от концентрации реагентов в растворе

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что реагент ДИФ проявил более селективные свойства к золоту, чем ксантогенат. МТХ проявляет селективные свойства к золоту при малых концентрациях реагента.

Для исследования механизма действия реагентов ДИФ и МТХ методом электронной спектроскопии были подготовлены 2 одинаковых образца пирита, представляющие собой параллелепипеды (~1:1:0,5 см), обработанные раствором золотохлористоводородной кислоты, так чтобы металлическое золото лишь частично покрывало подложку минерала. После чего образцы отдельно помещали в 0,1% растворы ДИФ и МТХ, и выдерживали в течение часа. После промывки водой образцы анализировали на сканирующем электронном микроскопе (АСЭМ) LEO 1420VP, оснащенном рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350. Были обнаружены локальные выделения золота, покрытые пятнами органического происхождения (рисунок 4).

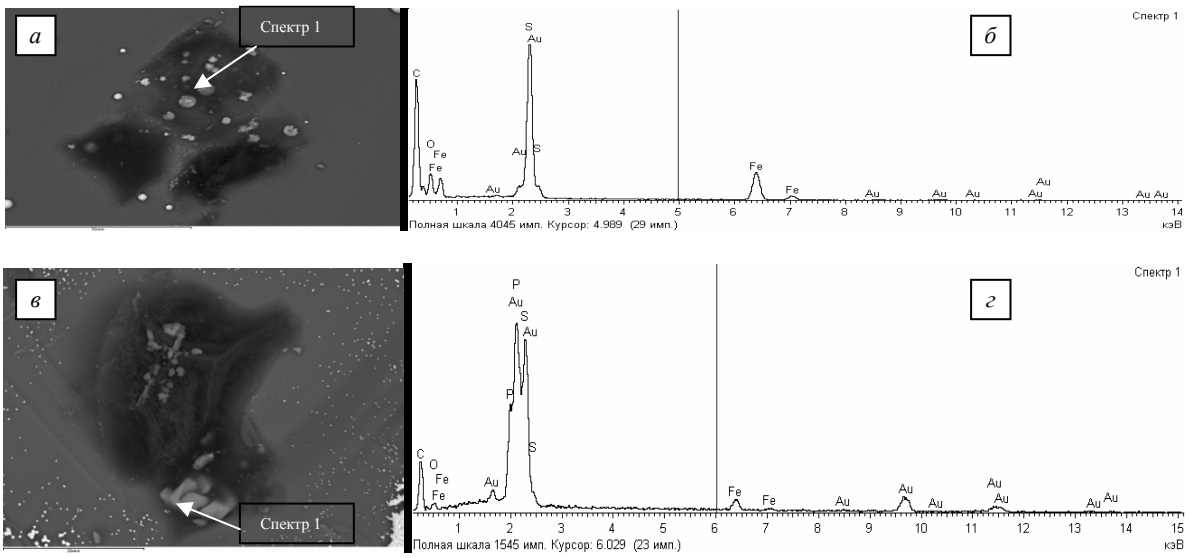


Рисунок 4. Фотографии участков пирита с выделениями золота, после обработки МТХ (*а*) и ДИФ (*в*); *б, г* – рентгеновский спектр участков (фотографии *а* и *в* соответственно) с выделениями золота, покрытыми пятнами органического происхождения

Данные рисунка 4 свидетельствуют об образовании органических соединений реагентов с золотом и как следствие селективное формирование сорбционного слоя на поверхности металла. Полученные данные позволяют также сделать вывод о селективности реагентов МТХ и ДИФ к золоту.

Реагент ДИФ выпускается в США фирмой Cytec Industrie Inc под названием Aerophine 3418A, в виде водного 50% раствора. Реагент МТХ синтезируется из недорого сырья и может быть произведен в России. Оба реагента являются малоопасными веществами.

Списко использованных источников

1. Гапчич А.О., Недосекина Т.В. Новые реагенты для флотации золотосодержащего сырья.//Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения 2011): Материалы Международного совещания. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г., Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2011. С.156-162.

СЕЛЕКТИВНОЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ТЕРМОМОРФНЫХ ПОЛИМЕРОВ С БЛАГОРОДНЫМИ МЕТАЛЛАМИ

Т.В. Недосекина, В.В. Гетман, А.О. Гапчич

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва

Основными причинами потерь благородных металлов (БМ) в процессе флотации являются, во-первых, использование недостаточно эффективных и селективных собирателей, а во-вторых, потери связанные с тонкими классами. В связи с этим наши исследования были направлены на изыскание селективных к БМ собирателей и разработку метода концентрирования БМ из тонких классов.

Для снижения потерь БМ с тонкими классами и доизвлечения их из отвальных хвостов была рассмотрена возможность использования термоморфных полимеров (ТМП), в молекулы которых внедрены комплексообразующие группы, селективные к БМ.

К классу термоморфных полимеров относятся полимеры, которые при нагревании переходят из водорастворимого в твердое состояние и приобретают гидрофобные свойства.

В практике обогащения руд термоморфные полимеры не применяются. Однако присущие им свойства делают их, на наш взгляд, перспективными для использования при обогащении тонкоизмельченных продуктов, содержащих большое количество шламов. Во-первых, при комнатной температуре эти полимеры растворимы в воде, что обеспечит гомогенность обработки рудного материала. Во-вторых, при нагревании полимер становится нерастворимым в воде и приобретает гидрофобные свойства, а, следовательно, гидрофобизируется поверхность на которой он закрепился. В-третьих, структура молекулы полимера такова, что к ней может быть присоединен лиганд, способный к образованию комплексных соединений с извлекаемым металлом. Это придаст полимеру селективные свойства.

Свойствами, присущими термоморфным полимерам обладают, например, сополимеры, синтезированные на основе изопропилакриламида и акрилоксисуцинимида [1]. Для селективного образования прочных комплексных соединений полимера с благородным металлом в молекулу полимера должна быть внедрена группировка, способная к комплексообразованию с металлом в условиях флотации. Ранее [2,3], была определена возможность образования комплексных соединений в условиях флотации для реагентов ДИФ (функциональная группа фосфина), ЭТЭА (функциональная группа тиоамина) и БТСК (функциональная группа семикарбазида). В результате синтеза получили полимеры с группой тиоамина – ТМПА, полимер с группой семикарбазида – ТМПБ и полимер с группой аминосульфида – ТМПМ [4]. Образец полимера с группой фосфина (ТМПФ) в количестве 20 мг был предоставлен кафедрой аналитической химии Московского Государственного Университета.

Для синтезированных полимеров была определена температура перехода из водорастворимого в твердое состояние. Переход определяли визуально по помутнению раствора. Было определено, что все синтезированные полимеры переходят из водорастворимого в твердое состояние при температуре 33^0С.

Флотационные свойства синтезированных полимеров (ТМПА, ТМПБ, ТМПМ и ТМПФ) изучали методом сравнительной флотации пирротина, искусственно обогащенного платиной, и пирротина, не содержащего платину. В результате получено, что в присутствии всех полимеров пирротин с платиной на поверхности флотируется несколько лучше, чем природный пирротин.

Полимеры ТМПФ, ТМПА и ТМПМ были испытаны также методом рудной флотации на пробе богатой медно-никелевой руды Талнахского месторождения. Согласно полученным данным сочетание полимеров с реагентом ДП-4, используемым на Норильских обогатительных фабриках в качестве дополнительного собирателя для платиноидов, дает лучший результат, чем использование одного реагента ДП-4. Причем, с полимером ТМПФ получен концентрат более высокого качества с извлечением платины на 17% выше, чем в опыте без полимера, а по палладию лучшие результаты показал полимер ТМПМ.

С применением современных методов электронной микроскопии и рентгеновского микроанализа изучены размеры, морфология и элементный состав поверхности пирита, искусственно обогащенного золотом, после его обработки 0,1% раствором ТМПБ (рисунок).

Как видно из рисунка, после обработки раствором полимера на участках пирита с золотом образуются темные пятна. На рентгеновском спектре данного участка (спектр 1) обнаружен пик кислорода и высокий пик углерода, что свидетельствуют о том, что здесь находится органическое соединение, т.е. полимер. Полученные данные подтверждают селективное взаимодействие термоморфного полимера с золотом.

Флокулирующие свойства термоморфных полимеров были исследованы на УФ-спектрофотометре методом изменения величины светопропускания взвеси порошка чистого пирита и пирита, искусственно обогащенного золотом, крупностью -0,01+0 мм при разных концентрациях ТМПБ (0;1;2.5;5;15 и 30 мг/л). В результате было получено, что при увеличении концентрации ТМПБ через 300 секунд после начала осаждения чистого пирита увеличение величины светопропускания (Т,%) незначительное, в то время как в опыте на взвеси пирита, с искусственно нанесенным на поверхность золотом, наблюдается четкая зависимость между кинетикой пропускания света и концентрацией полимера ТМПБ в растворе. Через 300 секунд отстаивания взвеси с полимером (до концентрации 30 мг/л) величина светопропускания превышает 95%, что свидетельствует о том, что ТМПБ способствует селективной концентрации минерала с золотом на поверхности.

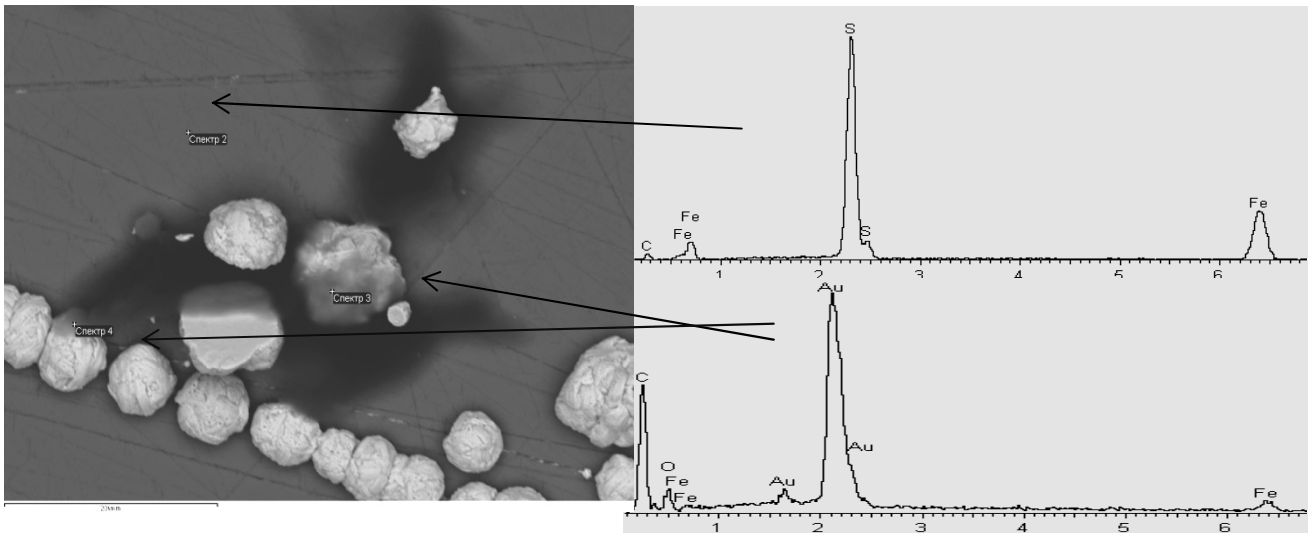


Рисунок. Изображения и спектры различных участков образца пирита с частичным покрытием золотом после обработки раствором полимера ТМПБ

Изучено также влияние термоморфных полимеров на флокуляцию платиносодержащих минералов на хвостах медной флотации сплошной медно-никелевой руды методом седиментационного анализа. В результате было получено, что в присутствии полимеров происходит концентрирование платины и палладия в классе крупнее 40 микрон. Так с полимером ТМПФ извлечение платины в крупный класс составило 88%, палладия 73%, в то время как без полимера в этот класс перешло 47% платины и 50% палладия.

Методами мономинеральной флотации и электронной микроскопии показано селективное взаимодействие термоморфных полимеров с БМ. Использование термоморфных полимеров в реагентном режиме флотации богатой медно-никелевой руды позволяет повысить извлечение никеля и металлов платиновой группы на 5-17%, без снижения качества концентрата. Термоморфные полимеры способствуют селективной флокуляции БМ из тонких классов.

Списко использованных источников

1. David E. Bergbreiter, Brenda L. Case, Yun-Shan Liu, and John W. Caraway.Poly (N-isopropylacrylamide) Soluble Polymer Supports in Catalysis and Synthesis. // Macromolecules. 1998. 31. 6053-6062.
2. Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Степанова В.В. Экспериментально-аналитические методы изучения влияния реагентов-комплексообразователей на флотационные свойства платины. // ФТПРПИ. – 2008. - №3. - С. 68-75.
3. Гапчич А.О., Недосекина Т.В. Новые реагенты для флотации золотосодержащего сырья. Материалы международного совещания. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г., Екатеринбург: Издательство “Форт Диалог-Исеть”, 2011.-584 с.
4. 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.

О МЕТОДАХ РАСЧЕТА КОНСТАНТЫ СКОРОСТИ ФЛОТАЦИИ

А.А. Николаев

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Москва

В работе рассмотрены современные методы расчета константы скорости флотации, приведены формулы и выражения для расчета константы скорости с учетом многофакторных особенностей процесса флотации.

Константа скорости флотации является одной из главных в оценке флотационной активности минералов, поэтому изучение ее структуры с целью количественной описания процесса флотации, расширения знаний о механизме флотации и управлении технологическими показателями является актуальной задачей.

В работах К.Ф. Белоглазова, К. Сазерленда, Х. Томлисона, М. Флеминга при выводе выражения для константы скорости флотации используется (1)

$$dC/dt = - kC, \quad (1)$$

где k – константа скорости флотации; C – массовая концентрация частиц.

Вместе с тем, наибольшее распространение получило уравнение К.Ф. Белоглазова:

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt}, \quad (2)$$

где ε – извлечение частиц за время флотации t; k – константа скорости флотации.

Одним из общепринятых методов изучения константы скорости флотации является вероятностный подход. В этом случае вероятность флотации принято записывать, как произведение вероятностей элементарных субпроцессов:

$$P = P_c P_a P_e P_f, \tag{3}$$

где P_c – вероятность столкновения частицы с пузырьком; P_a – вероятность закрепления частицы на пузырьке; P_e – вероятность удержания частицы на пузырьке; P_f – вероятность выхода частицы из пены в концентрат.

Для расчета вероятностей субпроцессов предложены различные формулы, выведенные при ряде допущений и включающие эмпирические коэффициенты. Большинство формул посвящено расчету вероятности столкновения P_c. Вероятность закрепления и удержания частицы на пузырьке рассчитывается с использованием данных P_c и результатов флотометрического анализа.

Это связано с трудностями прямого расчета P_a и P_e, обусловленными многофакторностью процесса закрепления и удержания частиц на пузырьках, необходимостью учета свойства минеральных частиц, пузырьков воздуха, номенклатуры флотационных реагентов, гидродинамических параметров.

К.Ф. Белоглазовым предложена формула для расчета константы скорости флотации, учитывающая расчет вероятности закрепления и удержания частицы на пузырьке воздуха.

$$k = BPae \tag{4}$$

$$P_{ae} = l\left(\frac{\gamma C_r}{\gamma C_r + 1} - \frac{bC_r}{bC_r + 1}\right)d^2 \tag{5}$$

где B – коэффициент; P_{ae} – вероятности закрепления и удержания частицы на пузырьке воздуха; C_r – концентрация собирателя; γ – адсорбционная постоянная вещества по отношению к данному минералу.

Достоинством (4) является учет свойств минеральных частиц, характеристик собирателя и его концентрация.

Л. Мао и Р. Юн с учетом (1) предложено выражение для расчета константы скорости флотации:

$$k = \frac{1}{4} S_b P, \tag{6}$$

где S_b – площадь поверхности пузырьков, приходящаяся на единицу поперечного сечения флотационной камеры, перемещающихся в камере за единицу времени; P – вероятность флотации по К. Сазерленду:

$$P = P_c P_a (1 - P_d), \tag{7}$$

где P_c – вероятность столкновения частицы с пузырьком воздуха; P_a – вероятность закрепления частицы на пузырьке; P_d – вероятность отрыва частицы от пузырька.

После ряда преобразований Л. Мао и Р. Юн вывели выражение для константы скорости флотации в виде

$$k = \frac{1}{4} S_b \left[\frac{3}{2} + \frac{4Re^{0.72}}{15}\right]\left(\frac{R_1}{R_2}\right)^2 \exp\left(-\frac{E_1}{E_k}\right)\left(1 - exp\left[-\frac{\gamma_{1v}\pi R_1^2(1-cos\theta)^2 + E_1}{E_k'}\right]\right), \tag{8}$$

$$S_b = 3V_g / R_2 \tag{9}$$

где R_1 и R_2 – радиус частицы и пузырька воздуха; E_1 – энергетический барьер при взаимодействии пузырька с частицей; E_k и E_k' – кинетическая энергия закрепления и отрыва частицы; θ – краевой угол смачивания; γ_{1v} – поверхностное натяжение для жидкости.

Анализ выражения (8) показал, что оно учитывает гидродинамические (S_b, Re, R_1, R_2, E_k, $E_k^{`}$) и физико-химические (θ, γ_{1v}, E_1) параметры пульпы и согласуется с экспериментальными данными. Недостатком (8) является трудность его использования в промышленности при турбулентных режимах.

ТЕНДЕНЦИИ ПОСТАВОК ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ НА ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ РОССИИ

И.М. Петров, Л.Д. Огрель, М.С. Софронова

ООО «Исследовательская группа «Инфомайн», Россия, г. Москва, e-mail: ipetrov@infomine.ru, logrel@infomine.ru

Проведенное исследование показало, что горно-обогатительные предприятия России в 2011 г. потребили в процессе переработки руд около 130 тыс. т химических реагентов (в 2010 г. этот показатель составил 133 тыс. т). Этот объем в стоимостном выражении оценивается на уровне свыше 2 млрд руб.

Химические реагенты используются, главным образом, горно-обогатительными комбинатами, ведущими переработку руд цветных металлов (медь, никель, цинк, свинец и др.). По нашим данным, на их долю приходилось в 2011 г., свыше 70% всех использованных флотореагентов.

При этом, основной объем реагентов используется при обогащении медно-никелевых руд - 42%. Значимой долей потребления характеризуется также переработка неметаллического и горно-химического сырья (25%), медных и медно-цинковых руд - 20% (рисунок).

При рассмотрении отдельных компаний по объему использования реагентов для флотации лидирующие позиции занимает ОАО «ГМК «Норильский никель» - свыше 40% (2011 г.). Также высокой долей потребления флотационных реагентов характеризуются предприятия УГМК (Учалинский, Гайский ГОКи и другие предприятия)-19%, а также ОАО «Апатит» (15%).

Рисунок. Структура потребления флотационных реагентов в России (2011 г.) по видам перерабатываемого сырья, %

В укрупненной структуре потребления флотореагентов России превалирующее значение играют модификаторы (депрессоры, регуляторы и активаторы), суммарная доля которых составила в 2011 г. свыше 70%. Наиболее используемыми видами этих реагентов в России являются кальцинированная сода, жидкое стекло, сульфид и гидросульфид натрия. Менее распространены в процессе обогащения – карбоксиметилцеллюлоза, каустическая сода, медный, цинковый и железный купоросы.

На долю собирателей в 2011 г. пришлось около 25% от всего объема использованных российскими горно-обогатительными предприятиями реагентов. Наиболее распространенным собирателем является бутиловый ксантогенат калия (объем потребления свыше 10 тыс. т), этот реагент используется 15 горно-обогатительными предприятиями России.

Положительной тенденцией является существенное преобладание использования флотационных реагентов отечественного производства (90% от общего объема используемых в России). К числу основных производителей флотационных реагентов в России относятся: ОАО «СУМЗ», ОАО «Волжский оргсинтез», ОАО «Нижнекамскнефтехим», ОАО «Салаватстекло», ОАО «Сода», ОАО «Канифольно-экстракционный завод» и другие предприятия.

Вместе с тем, российские предприятия достаточно широко используют импортные реагенты. К их числу относятся, к примеру, сульфид натрия производства Китая, жидкое стекло из Белоруссии, железный купорос (Украина), амины (Польша) и другие.

ПОТЕНЦИАЛЬНЫЕ СОБИРАТЕЛИ CAF_2 ДЛЯ ФЛОТАЦИИ МНОГОКАРБОНАТНОЙ ФЛЮОРИТОВОЙ РУДЫ

А.В. Радушев, Д.В. Колташев

Институт технической химии Уральского отделения РАН (ИТХ УрО РАН), Россия, г. Пермь,
avradu@mail.ru, dk_dok@qip.ru

Флюорит CaF_2 весьма востребован в промышленности и широко используется [1,2]. По запасам флюоритового сырья Россия лидирует на рынке [3]. Основные запасы представлены силикатно-флюоритовыми и сульфидными рудами с содержанием 20–45% CaF_2 [4]. В связи с растущей потребностью во флюорите в переработку в настоящее время вовлекаются и более бедные руды ($\geq$ 14% CaF_2), и труднообогатимые, к которым относятся многокарбонатные, с карбонатным модулем (отношением CaF_2:$CaCO_3$) менее 1. Такие руды особенно трудно поддаются обогащению [5]. Традиционные собиратели CaF_2, который относят к легкофлотируемым минералам, известны: это оксигидрильные (анионные) – олеиновая кислота, техническое мыло, алкилсульфаты, аэрозоли ОТ и МА, алкиламинокарбоновые кислоты, катионные и некоторые другие [6], а также комбинированные (смеси) собирателей. Несмотря на широкое применение активаторов и депрессоров, флотация CaF_2 из многокарбонатных руд осложнена необходимостью ряда перечисток с неизбежными потерями в качестве и выходе целевого продукта – CaF_2 [7].

Объектами исследования были многокарбонатная слюдисто-флюоритовая руда Пограничного месторождения (CaF_2 – 20%, $CaCO_3$ – 40%) и реагенты различных классов, содержащие функционально-активные группы атомов (или их комбинацию) с известными физико-химическими свойствами (по растворимости, поверхностно-активным свойствам и др.). Соединения были получены в лаборатории № 4 ИТХ УрО РАН и предназначались для исследований в процессах разделения ионов цветных металлов [8,9,10,11]. Для сравнения реагентов по селективности и выходам CaF_2 и $CaCO_3$ в пенных продуктах на данном этапе исследования активаторы или депрессоры не применяли; создавали сопоставимые значения pH флотации и одинаковые расходы собирателей.

Методика исследований. Руду измельчали на шаровой мельнице с добавлением H_2O в соотношении 1:1 до крупности -0,074 мм (95%). Навеску высушенной измельченной руды 25 г помещали в камеру флотомашины 189ФЛ.00.000РЭ объемом 125 мл. Для регулирования pH среды использовали растворы Na_2CO_3 или HCl. Собиратели вводили в виде 1%-ных растворов в воде, 0,1 М KOH, 0,1 М HCl или EtOH; выбор растворителей был обусловлен степенью растворимости в нем реагента. Время оттирки составляло 10 мин, время кондиционирования после внесения реагента 1 мин, затем включали подачу воздуха. Пенный продукт отбирали 5 мин. После сушки пенного и камерного продуктов в них определяли содержание CaF_2 и $CaCO_3$ согласно [12,13]. Коэффициент селективности рассчитывали по следующей формуле:

$$L = D(CaF_2)/D(CaCO_3) \quad (1)$$

$$D(i) = E(i)/(100-E(i)) \quad (2)$$

где L – коэффициент селективности реагента к CaF_2 по отношению к $CaCO_3$; D(i) – коэффициент распределения CaF_2 или $CaCO_3$ между пенным и камерным продуктами. E(i) – степень извлечения CaF_2 или $CaCO_3$ в пенный продукт, %.

В качестве реагента – эталона – оксигидрильного собирателя под № 1 использовали техническое мыло (ГОСТ 30266-95). Из данных, представленных в таблице, следует, что техническое мыло без модифицирующих добавок не селективно по отношению к флюориту: с увеличением pH среды растет выход пенного продукта, но селективность еще больше снижается. Лучшую селективность проявили соединения под номерами 2, 3. При среднем значении выходов пенного продукта с реагентами (2, 3) значение коэффициентов селективности составило более 1,6. Представители других классов соединений продемонстрировали относительно невысокие показатели флотации как по извлечению CaF_2, так и по селективности.

Таблица. Результаты флотации флюоритовой руды соединениями различных классов в пенный продукт

№ пп	Функциональная группа собирателя* Класс соединений	pH	Расход реагента, г/т	Выход пенного продукта, %	Содержание в пенном продукте,% $CaF_2/CaCO_3$	Извлечение в пенный продукт,% $CaF_2/CaCO_3$	Коэффициент селективности (L)
1	-C(O)ONa алкилкарбоксилат	9,28	300	28,88	24,09/41,61	34,78/30,04	1,24
		11,2		70,32	22,08/44,49	77,64/78,22	0,97
2	$-C(O)NHNHSO_2-$ ацилсульфонилгидразин	9,20	560	64,13	23,24/37,70	74,52/60,43	1,91
		11,1	300	64,05	22,00/35,00	70,45/56,03	1,87
3	$-C(O)NHNH_2$ ацилгидразид	8,66	300	26,87	23,66/33,24	31,79/22,33	1,62
		11,1		21,74	21,65/31,55	23,53/17,14	1,49
4	$-N(CH_2CH_2O)_{m+n}H_2$ этоксилированный алкиламин	8,67	300	Флотационной активности не проявил			
		10,98		13,74	21,18/32,08	14,55/11,02	1,37
5	-C(O)NHNHC(O)- диацилгидразин	9,35	300	21,09	21,74/34,66	22,92/18,27	1,33
		11,00		22,96	20,88/32,67	23,97/18,75	1,37
6	$-N(CH_2CH_2OH)_2$ диэтанолалкиламин	9,06	300	7,98	20,40/33,36	8,14/6,66	1,24
		11,14		13,18	18,40/32,77	12,13/10,80	1,14
7	-N= третичный амин	8,3	300	8,08	19,27/31,03	7,78/6,27	1,26
		11,05		3,39	17,25/30,25	2,92/2,56	1,14
8	$[\equiv N-NH_2]^+$ четвертичная гидразиниевая соль	8,72	300	4,25	19,90/31,56	4,23/3,36	1,27
		10,97		4,93	16,47/31,22	4,06/3,85	1,06
9	$-NH(CH_2CH_2OH)$ моноэтанолалкиламин	7,63	300	21,52	12,97/25,30	13,96/13,61	1,03

*Соединения с № 1, 6, 8, 9 растворяли в воде, № 2 – в EtOH, № 3, 4, 7 – в 0,1 М HCl, № 5 – в 0,1 М KOH.

Таким образом, для дальнейшего изучения наиболее перспективными классами собирателей CaF_2 являются ацилсульфонилгидразин (2) и незамещенные ацилгидразиды (3).

Авторы выражают благодарность Киенко Л.А. за предоставление образца флюоритовой руды, Батуевой Т.Д., Байгачевой Е.В., Насртдиновой Т.Ю., Чекановой Л.Г. – за образцы реагентов.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ грант № 11-03-00162 и № 10-03-00271.

Список используемых источников

1. Боярко Г.Ю., Хатьков В.Ю. Добыча и потребление фтористого минерального сырья в России. Часть 1 // Известия Томского политехнического университета. 2004. Т. 307. № 2. С. 165-169.
2. Боярко Г.Ю., Хатьков В.Ю. Добыча и потребление фтористого минерального сырья в России. Часть 2 // Известия Томского политехнического университета. 2004. Т. 307. № 3. С. 132-136.
3. Петров И.М. Тенденции и особенности развития мирового и российского рынков обогащаемых видов неметаллического минерального сырья // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2010. № 6. С. 68-71.
4. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 2. М.: МГГУ. 2004. С. 306-310.
5. Справочник по обогащению руд. Основные процессы / Под ред. О.С. Богданова 2-е изд. М.: Недра. 1983. С. 364-365.
6. Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Справочник. Кн. 2. М.: Недра. 263 с.
7. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Зуев Г.Ю., Шестовец В.З., Плюснина Л.Н. Флотация флюорита из карбонатных руд // Обогащение руд. 2007. № 4. С. 11-14.
8. Чеканова Л.Г., Радушев А.В., Воронкова О.А., Байгачева Е.В., Алехина Ю.В. Извлечение ионов цветных металлов из аммиачных растворов с N-ацил-N'-(п-толуол-сульфонил) гидразинами // Химическая технология. 2011. № 12. С. 754–759.
9. Чеканова Л.Г., Радушев А.В., Насртдинова Т.Ю., Колташев Д.В., Наумов Д.Ю. Концентрирование ионов Cu(II), Co(II), Ni(II) с N–(2–гидроксиэтил)алкиламинами // Известия Вузов «Цветная металлургия». 2012. № 1. С. 10–14.
10. Радушев А.В., Чеканова Л.Г., Байгачева Е.В., Топаев Г.Д., Комаровский В.Л., Черемисин С.В. Некоторые гидразиды как собиратели при флотации уральских медно-цинковых руд // Обогащение руд. 2010. № 2. С. 25–27.
11. Чеканова Л.Г., Байгачева Е.В., Батуева Т.Д., Гусев В.Ю., Тырышкина В.Н., Чернова Г.В., Щербань М.Г. Разработка флотореагента для извлечения меди(II) и цветных металлов из сточных вод / Сб. статей. Ч. II. Пермь: ПНЦ УрО РАН , 2008. С. 52–55.
12. ГОСТ 7619.2-81 Шпат плавиковый. Метод определения углекислого кальция.
13. ГОСТ 7619.3-81 Шпат плавиковый. Метод определения фтористого кальция.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЛОПАРИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НОВОЙ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ ФЛОТОМАШИНЫ

А.И. Ракаев, В.А. Пузырев, С.А. Алексеева, Е.В. Черноусенко, Т.А. Морозова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты, e-mail:rakaev@goi.kolasc.net.ru

В настоящее время лопаритовый концентрат, выпускаемый ООО «Ловозерский ГОК», является в России основным видом сырья для получения ниобия, тантала, титана, редких земель. Техническими условиями на конечный концентрат установлено, что содержание фосфора в нем не

должно превышать 0.09% (менее 0.21% P_2O_5) , но периодически эта норма превышается. Одной из причин повышенного содержания фосфора в конечном концентрате является изменение состава руды, т.е. появление в рудном теле существенно обогащенных апатитом пород, а также наличие нетипичных для руды тяжелых фосфорообразующих минералов.

В щелочных породах Ловозерского массива установлено более 50 редких специфических минералов, многие из которых содержат фосфор и ниобий. Подавляющее большинство из них имеют, по сравнению с лопаритом, низкие значения плотности (1.7-3.1 г/см^3, иногда до 3.3-3.5 г/см^3). Благодаря хорошей растворимости в воде и низкой плотности эти минералы не накапливаются в тяжелом гравитационном концентрате и удаляются вместе с хвостами обогащения. Установлено, что основным реальным носителем фосфора в концентрате является редкоземельный TR-Sr-апатит.

Апатит в черновом гравитационном концентрате представлен на 90-95% чистыми раскрытыми зернами, прошедшими вместе с лопаритом все стадии обогащения. Основная часть P_2O_5 (86.98%) распределена в диапазоне крупности -0.4+0.1 мм. Нераскрытый видимый апатит встречается в виде примазок и сростков с нефелином, полевым шпатом, эгирином, реже с акцессорными минералами.

Для удаления фосфора на комбинате применялась флотогравитация, которая осуществлялась в гидравлическом классификаторе и на концентрационных столах при общем расходе реагентов (ДТМ) 1052 л/ч. Но не всегда удавалось достичь требуемых кондиций, и бракованный концентрат отправлялся в бункер некондиционной продукции.

Для решения данной проблемы в Горном институте была разработана новая пневматическая каскадная флотомашина для крупнозернистой флотации апатита из гравитационного лопаритового концентрата. В сравнении с существующими пневматическими машинами в новом аппарате сочетаются конструктивные особенности, присущие как колонным, так и эрлифтным флотомашинам, что позволяет расширить диапазон крупности флотируемых частиц (от 0.01 до 0.5 мм) и интенсифицировать процесс флотации.

Отличительной особенностью флотомашины является наличие в ней нескольких аэрационных зон за счет установки диспергаторов в вертикальной и горизонтальной плоскостях на наклонном днище, выполненном в виде расположенных каскадно площадок. Для регулировки и поддержания уровня пульпы во флотомашине, транспортировки камерного продукта на последующие операции или его рециркуляции предусмотрен эрлифт.

Отмеченные конструктивные особенности и преимущества подтверждены положительными результатами испытаний флотомашины, которая введена в эксплуатацию на обогатительной фабрике ОАО «Ловозерский ГОК». Внедрение флотомашины обеспечило снижение содержания фосфора в лопаритовом концентрате до требуемых кондиций при заметном уменьшении расхода основного реагента ДТМ в два раза по сравнению с применяемой ранее флотогравитацией.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИ ПОЛУЧЕННОГО ОКСИГИДРАТА ЦИНКА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

В.И. Ростовцев

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН), Россия, г. Новосибирск, e-mail: benevikt@misd.nsc.ru

Ранее было показано, что использование электрохимически полученных оксигидратов цинка при переработки полиметаллических руд позволяет не только отказаться частично или полностью

от использования раствора сульфата цинка – экологический аспект, но и получить технологические преимущества, заключающиеся в интенсификации флотационного процесса с одновременным улучшением качества медно-свинцового концентрата и повышением извлечения цинка (до 4.7%) в конечный цинковый концентрат.

В настоящей работе дается технико-экономическая оценка эффективности реализации инвестиционного проекта, направленного на использование электрохимической технологии получения оксигидрата цинка.

В классических инвестиционных проектах соизмерение затрат и результатов начинается с предпроизводственной стадии при условии, что сам прототип товара уже существует. При этом выпуск продукции, выручка от реализации и затраты на производство товара прогнозируются с большой достоверностью.

В основу оценок эффективности инвестиционных проектов положены следующие основные принципы, применимые к любым типам проектов независимо от их технических, технологических, финансовых, отраслевых или региональных особенностей:

1) Рассмотрение проекта на протяжении всего его жизненного цикла (расчетного периода);

2) Моделирование денежных потоков, включающих все связанные с осуществлением проекта денежные поступления и расходы за расчетный период (в том числе с учетом возможностей использования различных валют);

3) Сопоставимость условий сравнения различных проектов (вариантов проекта);

4) Положительный и максимальный эффект от реализации (при сравнении альтернативных проектов предпочтение должно быть отдано проекту с наибольшими значениями эффекта);

5) Учет факторов времени (динамичность параметров проекта и его экономического окружения, разрывы во времени (лаги) между производством продукции или поступлением ресурсов и их оплатой, неравноценность разновременных затрат и (или) результатов);

6) Учет только предстоящих затрат и поступлений (включая затраты, связанные с привлечением ранее созданных производственных фондов, а также предстоящие потери, вызванные осуществлением проекта). Ранее созданные ресурсы, используемые в проекте, оцениваются альтернативной стоимостью, отражающей максимальное значение упущенной выгоды;

7) Сравнение «с проектом» и «без проекта», а не «до» и «после»;

8) Учет всех наиболее существенных последствий проекта (как экономических, так и внеэкономических (общественные блага);

9) Многоэтапность оценки (обоснование инвестиций, технико-экономические обоснования, выбор схемы финансирования, экономический мониторинг);

10) Учет влияния неопределенностей и рисков.

Анализ эффективности инвестиционного проекта осуществляется путем сопоставления расходов и доходов, связанных с его реализацией.

Под расходами проекта понимается суммарная стоимость всех видов затрат и услуг, необходимых для создания объекта, поддержания и эксплуатации основных фондов, а также стоимость компенсации всех видов отрицательных эффектов в результате сооружения и функционирования этого объекта. По своему характеру расходы делятся на единовременные затраты (капитальные вложения) и текущие затраты (ежегодные издержки).

Под доходами понимается стоимостная оценка всех положительных результатов от намечаемой деятельности создаваемого объекта. Существуют также доходы, не измеряемые в денежном выражении. К этой категории относятся некоторые общественные выгоды: увеличение возможностей в отношении обеспечения занятости населения, стабилизация и диверсификация экономики, освоение новых районов, рекреационный эффект и т.д. Этот тип доходов служит дополнительным аргументом при экономическом сравнении вариантов, в особенности близких по стоимостным показателям.

Заключение об эффективности применения новых технологий может быть сделано только на основании расчетов технико-экономической эффективности сравниваемых вариантов для конкретных условий эксплуатации технологии. За счет уменьшения стоимости текущих затрат при новом более экономичном продукте при значимых объемах вытеснения традиционного более

дорогого образуется экономия на текущих затратах, перекрывающих затраты на дополнительное оборудование. Инвесторы предпочитают вкладывать средства в организацию производства, когда достаточно прозрачно выглядит прогнозная коммерциализация. Инвестор должен возместить понесенные затраты на стадии НИОКР и получить паритетную долю прибыли совместно с инноватором, приобретая у него право на использование новшества.

Так как рассматриваемый проект находится на стадии НИОКР и полученные результаты будут уточняться по мере доработки, то оценки проведены с некоторой степенью достоверности, достаточной для того, чтобы инвестор составил представление об экономической эффективности проекта. Ниже с использованием известных методик на основании данных об инновационной технологии проведены расчеты и представлены оценки инвестиционной привлекательности проектов: срока окупаемости (Т), дисконтированного срока возврата инвестиций (Тдиск), чистого дисконтированного дохода (ЧДД), чистого денежного потока (ЧДП), индекса доходности (ИД) и внутренней нормы доходности (ВНД).

Далее приведены основные результаты от внедрения электрохимической технологии получения оксигидрата цинка (вместо используемого цинкового купороса) применительно к условиям Белоусовской обогатительной фабрики Иртышского полиметаллического комбината. Предполагается, что реализация проекта позволит повысить извлечение цинка по фабрике на 1%.

Результаты расчетов показывают, что:

1. В результате реализации проекта только в первый год работы фабрики экономический эффект от повышения извлечения цинка составит более 12 млн. руб., при этом чистый денежный поток составит 8,8 млн. руб, а чистый дисконтированный доход – 8,1 млн. руб.
2. Дисконтированный срок окупаемости установки – чуть более 3 месяцев.
3. Налоговые поступления в бюджет составят более 2 млн. руб., что на порядок превышает запрашиваемые инвестиции.

Таким образом, вложения в проект являются экономически выгодными, так как выполняются основные условия эффективности инвестиционных проектов:

- чистый дисконтированный доход (ЧДД)> 0;
- индекс доходности (ИД)> 1.

Финансовый профиль проекта представлен на рисунке.

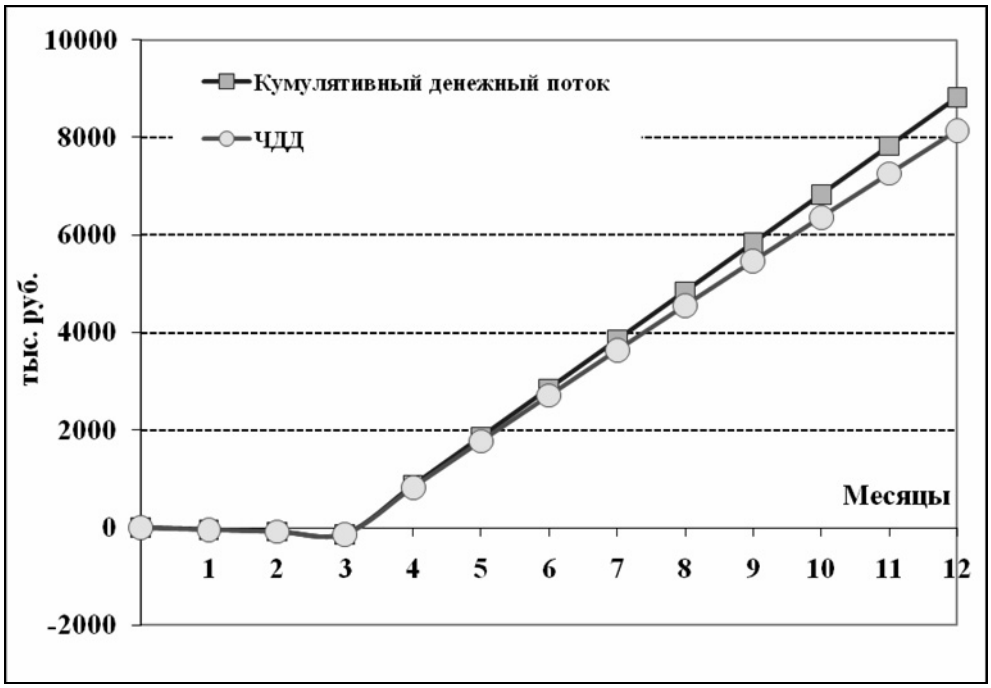


Рисунок. Финансовый профиль проекта использования электрохимической технологии

ВЛИЯНИЕ НАНОСЕКУНДНОЙ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ ИМПУЛЬСНОЙ ОБРАБОТКИ НА ФАЗОВЫЙ СОСТАВ НАНООБРАЗОВАНИЙ НА ПОВЕРХНОСТИ ХАЛЬКОПИРИТА И СФАЛЕРИТА

М.В. Рязанцева

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва

В докладе представлены результаты исследования методом ИКФС диффузного отражения влияния мощных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) на фазовый состав поверхности халькопирита и сфалерита (Дальнегорское рудное поле, месторождение Второе Советское).

На основании анализа профилей ИК - спектров, выявлено, что в результате обработки *халькопирита* МЭМИ в диапазоне изменения дозы импульсного воздействия от 0,1 до 1,0 кДж наблюдается последовательный рост доли сульфатов меди $Cu(SO_4)$ в составе поверхностного слоя минерала, о чем свидетельствует увеличение площади полосы поглощения соответствующей деформационным колебаниям сульфат-иона (1000 ÷ 1200 см$^{-1}$) в 1,8 – 3,4 раза относительно образца сравнения (рисунок 1*а*).

Также установлено, что при 0,5 кДж в ИК - спектре поверхности *халькопирита* идентифицируется появление широкой полосы с низкой интенсивностью и максимумом около 3400 см$^{-1}$, ассоциируемой с валентным колебаниям группы – ОН и свидетельствующей о формировании при данном режиме электроимпульсного воздействия гидроксидов $Cu(OH)_2$, либо гидроксосульфатов меди типа $Cu_2(OH)_2(SO_4)$, наличие которых при 0,1 кДж не было идентифицировано.

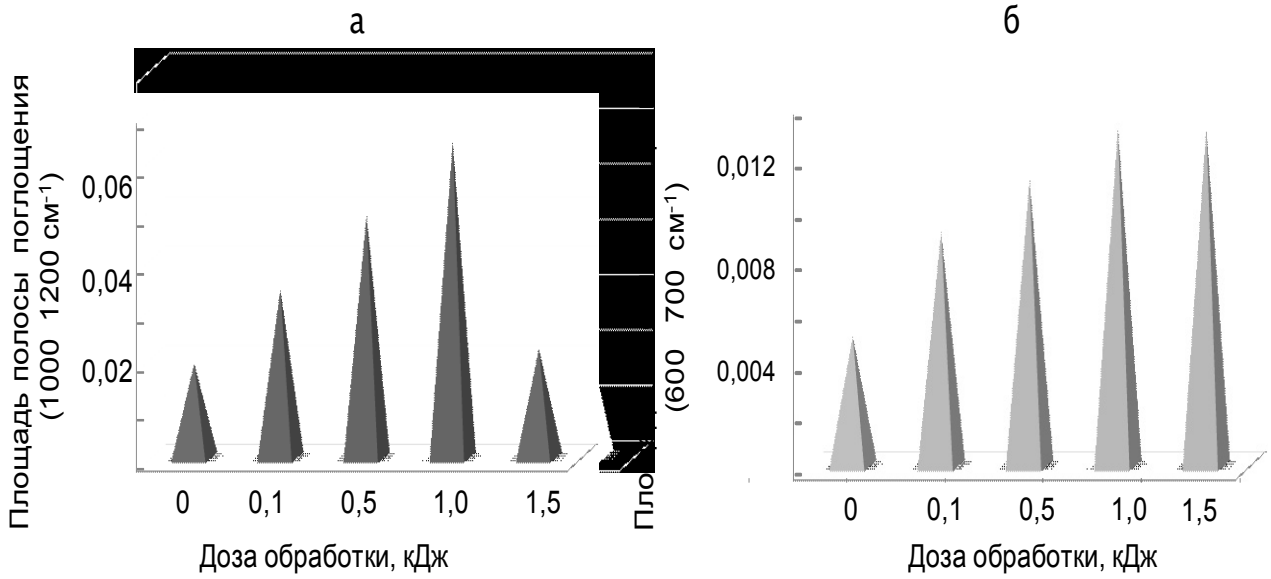


Рисунок 1. Влияние электромагнитной импульсной обработки на величину площади полос поглощения 1000–1200 см$^{-1}$ (а) и 600–700 см$^{-1}$ (б) в ИК - спектрах халькопирита

Результатами расчета интегральных интенсивностей полос поглощения, отвечающих колебаниям сульфат-иона (рисунок 1а), было показано, что при дозе электроимпульсного воздействия ~1,5 кДж площадь полосы, ассоциируемой с его деформационными колебаниями (1000–1200 см$^{-1}$), снижается в 3 раза по сравнению с образцом, обработанным МЭМИ при 1 кДж. Предположено, что данный факт является следствием снижения содержания сульфатов

меди в составе поверхностного слоя халькопирита и, по всей видимости, должен сопровождаться формированием оксидов меди. Вследствие того что полосы поглощения связи Cu-O в силу химической природы соединения слабоинтенсивны, и частота их колебаний (628 см$^{-1}$, 640 см$^{-1}$) накладывается на диапазон активности валентных колебаний сульфат-иона (600–680 см$^{-1}$), образование оксидов меди в данном случае не может быть подтверждено непосредственно. Тем не менее, в качестве косвенного доказательства их формирования может быть предложен тот факт, что при значительном снижении интегральных интенсивностей полос поглощения, отвечающих деформационным колебаниям (1000 – 1200 см$^{-1}$) сульфат-иона (рисунок 1а), площадь полосы 600–700 см$^{-1}$, являющейся суперпозицией полос поглощения валентных колебаний сульфат-иона и связи Cu-O в составе оксидов меди, не снижается, как это должно происходить вследствие расходования сульфатов (рисунок 1). По всей видимости, это обстоятельство является следствием «компенсации» площади суммарной полосы (600 – 700 см$^{-1}$) за счет роста сигнала от связи Cu-O (600 – 640 см$^{-1}$) окислов меди и может служить косвенным подтверждением эффекта их накопления.

На спектре образца *халькопирита*, обработанного МЭМИ (1,5 кДж), отмечено появление узкой полосы с низкой интенсивностью и частотой 3726 см$^{-1}$, что говорит о присутствии в составе поверхностного слоя образца молекул свободной воды.

В результате анализа интегральных характеристик ИК-спектров образцов *сфалерита*, обработанных МЭМИ (0,1; 0,5 и 1 кДж), как и для *халькопирита*, установлено последовательное увеличение площадей полос поглощения, отвечающих деформационным колебаниям сульфат-иона (1000 см$^{-1}$–1200 см$^{-1}$) в 2,5–3 раза по сравнению с исходным образцом, что говорит об увеличении доли сульфата цинка в составе поверхностного слоя (рисунок 2 *а*).

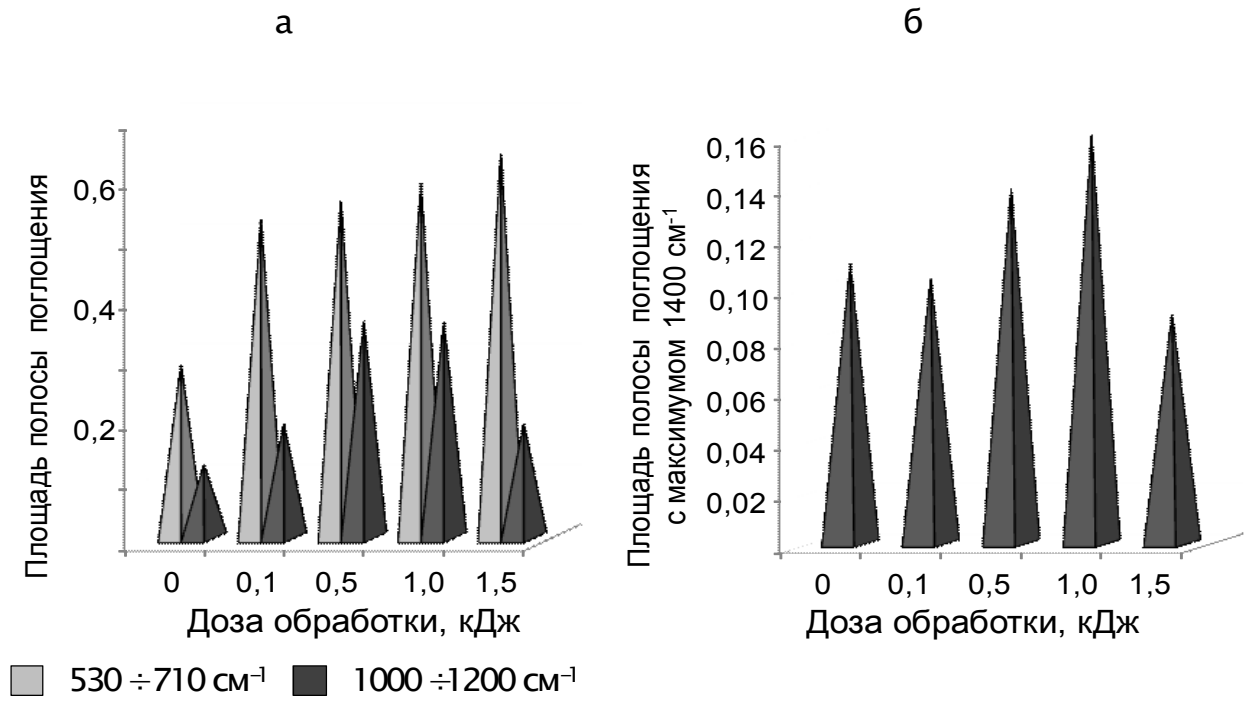


Рисунок 2. Влияние электромагнитной импульсной обработки на величину площади полос поглощения 530–710 см$^{-1}$, 1000–1200 см$^{-1}$ (а) и полосы с максимумом 1400 см$^{-1}$ (б) ИК-спектра сфалерита

Кроме того выявлено, что в результате воздействия МЭМИ (0,5 и 1 кДж) наблюдается рост интегральной интенсивности полосы поглощения, отвечающей колебаниям карбонат-иона ~1400 см$^{-1}$ в 1,3–1,6 раза относительно как образца сравнения, так и образца, обработанного МЭМИ

0,1 кДж (рисунок 2*б*), что, по всей видимости, является следствием накопления карбоната цинка. При увеличении дозы импульсного воздействия до 1,5 кДж идентифицированы изменения профиля ИК-спектра *сфалерита*, свидетельствующие о процессах окисления сульфатов и карбонатов с образованием оксидов цинка, а именно снижение интегральной интенсивности поглощения полос, ассоциируемых с колебаниями сульфатов (1000–1200 $см^{-1}$) и карбонатов (~1400 $см^{-1}$) в 1,8–2 раза по сравнению со значениями, рассчитанными для режима импульсной обработки 1 кДж (рисунок 2 *а*, *б*).

Поскольку частота валентных колебаний связи Zn–O (558 $см^{-1}$) в составе оксидов накладывается на интервал ее поглощения в структуре сульфатов цинка (540– 690 $см^{-1}$), затрудняет однозначная идентификация формирования окисных соединений затруднена. Однако тот факт, что площадь полосы, являющейся суперпозицией колебаний связи Zn–O в составе упомянутых соединений (530–710 $см^{-1}$), несколько возросла в результате воздействия МЭМИ (1,5 кДж) по сравнению со значением, полученным при 1 кДж (рисунок 2а), является косвенным подтверждением роста доли оксидов цинка в составе поверхностного слоя *сфалерита*.

Таким образом, в результате проведенных спектроскопических исследований установлен диапазон изменения дозы электромагнитного импульсного воздействия 0,1–1 кДж, при котором происходит образование и накопление в составе поверхностного слоя *халькопирита* сульфата меди $CuSO_4$, а *сфалерита* – сульфата $ZnSO_4$ и карбоната $ZnCO_3$ цинка. Увеличение интенсивности воздействия МЭМИ до 1,5 кДж приводит к окислению сульфатов и образованию оксидов меди Cu_xO_y и цинка ZnO на поверхности сульфидов.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ОЛЕИЛ-САРКОЗИНАТОВ В СОБИРАТЕЛЬНЫХ СМЕСЯХ ПРИ ФЛОТАЦИИ БЕДНЫХ ШЕЕЛИТОВЫХ РУД

Л.А. Саматова, Е.Д. Шепета

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: samatova_luiza@mail.ru

В исследованиях по совершенствованию технологий флотационного обогащения кальцийсодержащего минерального сырья поиск и выявление новых, селективно работающих реагентов с высокими собирательными свойствами имеет большое значение, особенно в условиях прогрессирующего снижения качества исходного сырья, вовлекаемого в переработку. Основная цель при изыскании таких реагентов и конструировании на их основе новых собирательных смесей – селективность, обеспечивающая создание требуемого различия в условиях формирования сорбционного слоя собирателя на поверхности разделяемых минералов.

В этом направлении представляет интерес изучение возможности и эффективности использования реагента «Перластан OCV» немецкой фирмы «SCHILL + SEILACHER» в качестве собирателя в сочетании с жирнокислотными собирателями при флотации кальцийсодержащего минерального сырья.

Перластаны (Perlastan) – торговая марка анионактивных поверхностно-активных веществ N-ацил-саркозинового ряда с общей формулой $RONCH_3COOX$, где R – лаурил, олеил, кокоил, стеарил и т.д.; X – Na, K, H и т.д. По химизму они подобны жирным кислотам и по своей реакционной способности ведут себя как модифицированные жирные кислоты. Важной особенностью перластанов являются их хорошие смачивающие и пенообразующие свойства. Кроме того, они не чувствительны к жёсткой воде, хорошо совместимы с неионногенными и анионактивными ПАВами, а также с широким рядом катионактивных ПАВов.

Благодаря своей ярко выраженной способности адсорбироваться на различных поверхностях, в т.ч. некоторых минералов, перластаны находят широкое применение. В научно-технической

информации публикуются ссылки на использование N-ацил-саркозинатов в качестве эффективных собирателей при флотационном обогащении фосфатсодержащих и флюоритовых руд. Амфотерный флотореагент, синтезированный из саркозина и альфа-олефин оксида, может быть использован в качестве собирателя для флотации апатита в присутствии кальцита, для отделения шеелита от кварца и др.

По материалам, представленным ООО «Геохим» (вместе с образцом реагента), результаты лабораторных испытаний флотореагента «Перластан OCV» (ПОСV) неоднозначны. В исследованиях по флотации апатита из карбонатной руды Ковдорского ГОКа реагент оценён как сильный, но недостаточно селективный собиратель, причём его применение затруднительно из-за повышенного пенообразования. При обогащении фосфоритной руды Кингисеппского месторождения, напротив, получены положительные результаты.

По исследованиям Читинского университета (Фатьянов А.В.) олеил-саркозин - селективно работающий собиратель для флотации флюорита в присутствии кальцита. В связи с высокой стоимостью он рекомендован в качестве добавок к олеиновой кислоте.

Нами было проведено изучение эффективности использования ПОСV в сочетании с жирнокислотными собирателями при флотации флюорита из карбонатно-флюоритовых руд Приморских месторождений, в которых олеил-саркозин проявил себя селективно работающим собирателем по отношению к флюориту в присутствии кальцита, с его добавками достигнуто значительное повышение качества концентратов.

На основании вышеизложенного, были проведены принципиально-оценочные исследования по изучению перспектив применения перластанов в качестве добавки к олеату натрия на пробах бедных шеелит-карбонатных руд месторождения Скрытого (Приморье), с содержанием 0,25% WO_3, 0,10% P, 15,6%$CaCO_3$.

Таблица. Влияние расхода перластана на флотируемость кальциевых минералов

Расход перластана, г/т	Концентрат основной шеелитовой флотации.						
	Выход, %	Содержание,%			Извлечение,%		
		WO_3	P	$CaCO_3$	WO_3	P	$CaCO_3$
Перластан L-30							
До подачи олеата натрия							
0	15,9	1,27	0,23	46,7	85,7	35,3	58,5
10	15,2	1,41	0,21	35,9	86,5	32,7	44,6
20	14,6	1,44	0,23	41,4	89,1	32,9	49,2
50	17,8	1,18	0,23	41,3	92,8	38,4	62,1
100	18,2	1,2	0,22	41	93,1	41,2	62,6
При подаче в смеси с олеатом натрия							
10	13,1	1,71	0,24	44,8	86,6	31,1	47,7
20	14	1,62	0,23	46	89,8	31,8	51
50	17,3	1,30	0,21	38,5	90,1	35,5	54,5
Перластан OCV							
До подачи олеата натрия							
10	13,2	1,8	0,25	44,3	84,5	32,1	44,3
20	14,7	1,54	0,24	45,1	86,9	34,1	47,5
50	15,9	1,21	0,23	47,1	88,4	35,3	53,4
100	19,5	1,05	0,23	47,9	92,7	44,4	62,3
При подаче в смеси с олеатом натрия							
10	15,1	1,49	0,23	47,4	86,9	36,9	55,3
20	14,8	1,51	0,24	47,4	86,8	34,3	54
50	16,0	1,41	0,24	47,4	87,1	36,4	56,8
100	18,0	1,27	0,24	38,2	90,3	43	56,6

Измельчение руды осуществлялось до -0,16 мм, при этом содержание основного флотационного класса -0,08 мм составляло 70-75%, распределение шеелита в данный класс - 78-84%. Отмечено, что степень ошламования минералов при измельчении практически одинакова.

В работе исследованы флотационные свойства перластанов L-30 натриевого лаурил-саркозината и перластана OCV олеил-саркозиновой кислоты. Схема опытов: основная и контрольная флотации, перечистка чернового концентрата.

Флотационные опыты в открытом и замкнутом циклах выполнены на чистой воде, с pH – 8,06. После измельчения руды pH пульпы – 9,6, жёсткость – 1,24 мг-экв/л, температура флотации – 28 °С. Анализ на содержание компонентов WO_3, P, $CaCO_3$ выполнялся на приборе СРМ-18 (спектрометр ренгеновский многоканальный).

Влияние расхода образцов перластана на технологические показатели в цикле основной флотации в стандартном режиме ПОФ до подачи олеата натрия и в смеси представлено в таблице.

На олеате натрия прирост извлечения на единицу выхода концентрата основной флотации составляет 5,38%, с подачей перластана в диапазоне расходов 10-100 г/т этот показатель составляет: 5,7%, 6,1%, 5,2%, 5,1%. Расход 20 г/т обеспечивает максимальный прирост извлечения с минимальным приростом выхода концентрата. При этом шеелит по флотационной активности существенно опережает апатит и кальцит. Способ подачи не оказал влияния на показатели процесса флотации.

В опытах замкнутого цикла на руде месторождения Скрытого с содержанием WO_3 – 0,32%, P – 0,11% и $CaCO_3$ – 10,96% по стандартной схеме и режиму ПОФ на стадии основной флотации получен черновой концентрат 1 при выходе 22,52% с содержанием: WO_3 – 1,32%, P – 0,37%, $CaCO_3$ – 33,42%, извлечение указанных компонентов соответственно 92,75%, 74,69%, 69,08%. После цикла доводки содержание WO_3 в готовом концентрате (выход 0,46%) составило: WO_3 – 50, 1%, P – 0,37%, $CaCO_3$ – 10,16%, при извлечении соответственно 72,09%, 1,52%, 0,43%.

В опытах замкнутого цикла с добавкой перластана L-30 30-45 г/т на руде с содержанием WO_3 – 0,29%, P – 0,11%, $CaCO_3$ – 12,78% в черновой концентрат 1 с содержанием WO_3 – 1,29%, P – 0,32%, $CaCO_3$ – 40,64% при равнозначном выходе 22,64% извлечение этих компонентов составило соответственно 93,81%, 67,7%, 72,04%. После цикла доводки получен шеелитовый концентрат с содержанием 55,8% WO_3, P – 0,31%, $CaCO_3$ – 7,14%, с извлечением соответственно 73,87%, 1,2%, 0,23%.

Таким образом, в исследованиях показана эффективность добавок перластана к олеату натрия. На стадии основной флотации по шеелиту технологические показатели близки, значимое различие получено по апатиту: извлечение фосфора в черновой концентрат с добавками перластана меньше на 6,98%. О селективности данного сочетания собирателей свидетельствует существенное повышение качества концентратов: в готовом концентрате содержание WO_3 составило 55,8% против 50,1%.

Для окончательных выводов и рекомендаций целесообразна постановка расширенных исследований и опытов, моделирующих непрерывный процесс.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ МНОГОЗОННЫХ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

В.Д. Самыгин, Л.О. Филиппов, Д.В. Шехирев, Б.С. Чертилин

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, г. Москва, e-mail: visamiguin@yandex.ru

Процесс пенной флотации в промышленных флотомашинах любого типа всегда происходит не менее, чем в двух зонах - в объеме пульпы и в пенном слое, которые пространственно разделены и имеют визуально наблюдаемую поверхность раздела. В объеме пульпы и в пене одновременно происходят по нескольку субпроцессов, сочетание и интенсивность которых значительно отличаются и различен вклад их в скорость и селективность флотации.

В объеме камер импеллерных промышленных флотационных машин, особенно для большеобъемных, характерно образование зон с различной степенью диссипации турбулентной энергии. В зоне импеллера необходимо было осуществлять самые энергозатратные процессы взвешивания частиц и дробления воздуха и поэтому диссипация турбулентной энергии превышала среднюю в сотни раз. По мнению компании Metso Minerals, устойчивая работа большеобъемных камер обеспечивалась с помощью аэрационного узла DV™, который создавал три циркуляционные зоны. Придонную, центральную и подпенную, степень турбулентности в которых уменьшалась снизу вверх.

При разработке конструкций блок импеллеров решались задачи обеспечения оптимальных гидродинамических условий для диспергации воздуха и взвешивания частиц, которые несовместимы с оптимальными гидродинамическими режимами захвата частиц пузырьками и их отделения в пену. Поэтому невозможно одновременно создавать оптимальные условия для всех этих процессов, варьируя только конструкционные и режимные параметры работы импеллеров.

Цель статьи – показать перспективность создания многозонных флотационных машин (МФМ), в которых для повышения скорости и селективности флотации может быть осуществлен принцип выделения пространственно обособленных зон для процессов, которые несовместимы по гидродинамическим режимам.

Пневматические флотомашины колонного типа и реакторы сепараторы (РС) являлись первыми, в конструкции которых имелись пространственно обособленные по высоте зоны для процессов диспергирования воздуха, а также субпроцессов захвата частиц пузырьками и их отделения в пену. В зонах колонных аппаратов создавались не только оптимальные гидродинамичекие условия, а они также выполняли роль, аналогичную оперциям в схеме разделения. В колонных аппаратах зоны, расположеные выше точки подачи питания, являлись перечистными операциями, а находящиеся ниже – основной. Поэтому стало возможным заменять несколько стадий перечистных операций в схеме цепи аппаратов.

Оптимизация работы зон перечистки была достигнута введением специального гидродинамического воздействия - орашения пенного слоя водой, что позволяло получать концентраты более высокого качества, чем в классических машинах пенной флотации.

Важным фактором является порядок соединения зон. Впервые последовательное соединение трех зон - аэрации, минерализации пузырьков и отделения последних в пену было осуществлено в конструкции первого реактора-сепаратора Джеймсона, что позволяло обеспечивать проведение этих процессов в необходимых гидродинамических режимах. В итоге процесс флотации был интенсифицирован, так как минерализация пузырьков частицами в реакторе заканчивлся за 2 -10 с., а время отделения минерализовнных пузырьков в пену в сепараторе РС конструкции центрифлот было сокращено до 30 – 40 с.

Многочисленные промышленные испытания РС показали, что они позволяют сократить число аппаратов и снижать капитальные и эксплуатационные расходы при флотации углей, сульфидных и окисленных руд тяжелых цветных металлов, промышленных минералов и др. Помимо рудной флотации

они применялись для очистки сточных вод многих промышленных предприятий.

Дальнейшее повышение эффективности пневматических флотомашин колонной флотации (КМ) и типа РС связано с применением специализированных зон, а именно для – коалесцентной флотации, для доизвлечения частиц из хвостов камерного продукта, для образования аэрофлокул, для отстаивания пены и для ультразвукового воздействия (таблица), в которой приведены результаты работы авторов.

Получило большое применение в колонных флотомашинах статического миксера конструкции Microcel и типа Contact Cell – Aminpro Cell™, а также генератора пикопузырьков для интенсификация флотации путем активации частиц пузырьками воздуха.

Разработаны реакторы-сепараторы РС типа Конкорд, имеющие специальные зоны для извлечения мелких и крупных частиц, в которых скорость флотации мелких частиц возрастала примерно в 100 раз, по сравнению с механическими машинами. Верхний предел полностью извлекаемых частиц галенита в РС с кипящим слоем достигал 1000 мкм, в то время как в механических флотомашинах он не превышал 100 мкм.

Таким образом, в многозонных пневматических флотомашинах, которые создавались на основе конструкций для колонных аппаратов и реакторов-сепараторов, стало возможным устанавливать оптимальный гидродинамический режим для проведения основных субпроцессов флотации.

Поэтому они являлись самыми большеобъемными и производительными, энергетически выгодными и технологически эффективными.

Таблица. Эффективность применения специализированных зон в конструкциях колонных флотомашин и реакторов- сепараторов

Тип аппарата и зоны	Технологический эффект.	Год, источник
КМ + эжектор для аэрации исходного питания. Условия образования газовой шубы на поверхности гидрофобных частиц, + зона для коалесцентной флотации.	Урупской ГОК, медно-цинковые руды 1.Эжектируемый воздух обеспечивает 80% извлечения, а из пористого трубчатого аэратора – 20%. 2. Повышение извлечения меди из классов крупнее 30 мкм на 10-15%	1976 г Гинцветмет Рыскин М.Я. Самыгин В.Д. Чертилин Б.С.
КМ чанового типа + внешний струйно-эжекторный аэратор + зона минерализации в трубе для доизвлечения частиц из камерного продукта.	ПО «Фосфорит» 1. Повышение качества концентрата на 5% за счет увеличения зоны перечистки. 2.Замена 17 камер « механобр 6В» при одинаком содержании P_2O_5 в отвальных хвостах	1989 г, ФП-35 СЭ ГИГХС, МИСиС Чертилин Б.С Самыгин В.Д Шехирев Д.В
Тоже, что 2 с увеличенным объемом камеры до 40 $м^3$	ОАО «Джезказганский ГМК», медные руды. 1. замена 15 механических 6,3 $м^3$ камер с получением в основной флотации 33- 35% медного концентрата при извлечении. 80-85%	1990 г, ФП-40 СЭ Самыгин В.Д. Чертилин Б.С. Шехирев Д.В.
РС с зоной для образования аэрофлокул в диффузоре и зоной для отстаивания пены	Московский МНПЗ, сточные воды. 1.Повышение степени очистки от нефтепродуктов на 3-5% и от взвешенных частиц на 2-4%. 2. Снижение содержания влаги во флотконцентрате в 10 12 раз до 1%. 3.Снижение удельного расхода электроэнерги на 20 – 30%	2002-2005 гг Самыгин В.Д. Филиппов Л.О. Стенин Н.Ю. Чертилин Б.С.
РС с проточной зоной для ультразвукового воздействия	МИСиС, Увеличение суммарного извлечения меди и никеля в коллективный концентрат от 8,5% до 45%,	2006 г Самыгин В.Д. Филиппов Л.О. Матинин А.С.

Работа проводилась при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ по ГК № 16.515.11.5036 от 12.05.2011 г.

СПОСОБ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ЗНАЧЕНИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ФЛОТАЦИИ, ОСНОВАННЫЙ НА ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОМ ЭКСПЕРИМЕНТЕ

В.Ф. Скороходов, Р.М. Никитин

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты

Одновременно с ростом потребностей большинства развивающихся отраслей промышленности в высококачественном природном материале возрастает риск глобальных негативных последствий для экологии регионов, имеющих развитую горнопромышленную инфраструктуру. Это связано с недостаточно глубоким и полным использованием добываемых руд, что, в свою очередь, является следствием несовершенства промышленных технологий обогащения.

Одним из основных направлений в исследованиях по созданию новых технологий и обогатительного оборудования является использование накопленного научного потенциала и современных технологий моделирования технологических процессов. В данной работе рассматривается моделирование процесса флотации, которое может быть реализовано в развивающихся сегодня CAD/CAM/CAE системах (Computer Aided Design / Computer Aided Manufacturing / Computer Aided Engineering). Целью таких исследований является получение наиболее полного и адекватного представления о многофазной гидродинамике процесса флотации и классификации факторов, определяющих поверхностные энергетические эффекты.

Модель процесса флотации в контексте данной работы основывается на CFD (Computational Fluid Dynamics) методе и методе конечных элементов (КЭ). При формулировке условий однозначности модели может быть использована схема, предлагаемая в приложении 1.

Основная обратная флотация при получении нефелинового концентрата в ОАО «Апатит» осуществляется во флотационной машине ОК-38 производства компании Outokumpu. Расчетная сетка КЭ может быть выполнена в сеточном генераторе Gambit с использованием конструкторской документации и по выполнении приведенных ниже пошаговых действий.

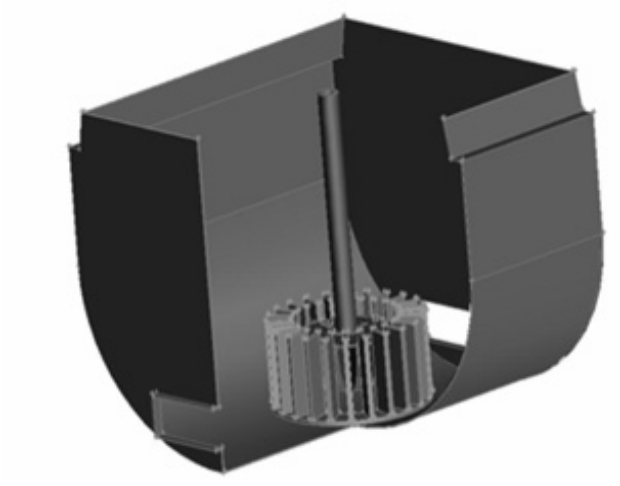


Рисунок 1. Геометрический образ модели камеры флотационной машины

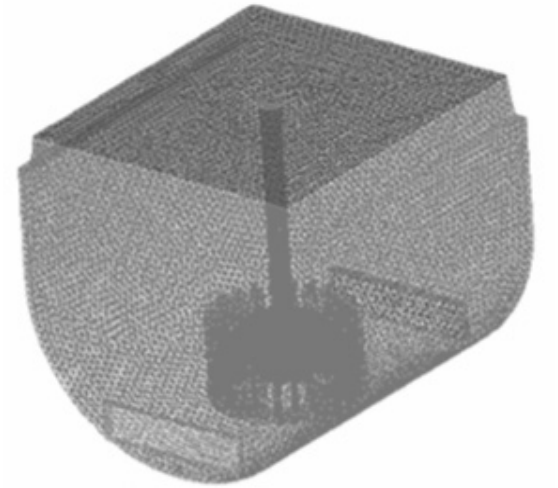


Рисунок 2. Расчетная сетка модели камеры флотационной машины

Создание геометрического образа модели (рисунок 1) – первый и наиболее важный шаг к созданию модели, определяющий дальнейшую работоспособность, необходимую точность расчета и динамичность модели.

Второй шаг основывается на использовании булевых операций, позволяющих заполнить рабочий объем модели и исключить из него области, занятые конструктивными элементами, заместив их жесткими непроницаемыми стенками.

Третий шаг – идентификация физических свойств объема и поверхностей модели.

Четвертый шаг собственно и есть создание расчетной сетки (рисунок 2), где определяется вид конечных элементов и дискретизация моделируемого пространства.

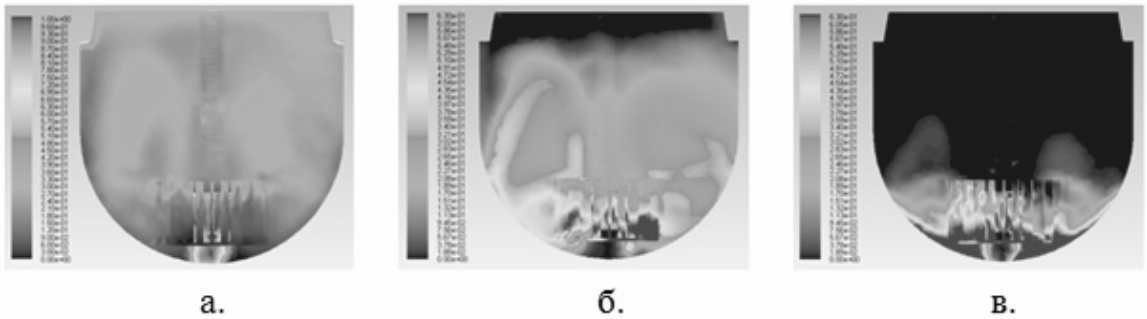


Рисунок 3. Графическая интерпретация результатов вычислительного эксперимента – распределение концентраций компонентов пульпы по истечении 100 секунд процесса: а – газовая фаза; б – флотируемая фаза; в – нефлотируемая фаза

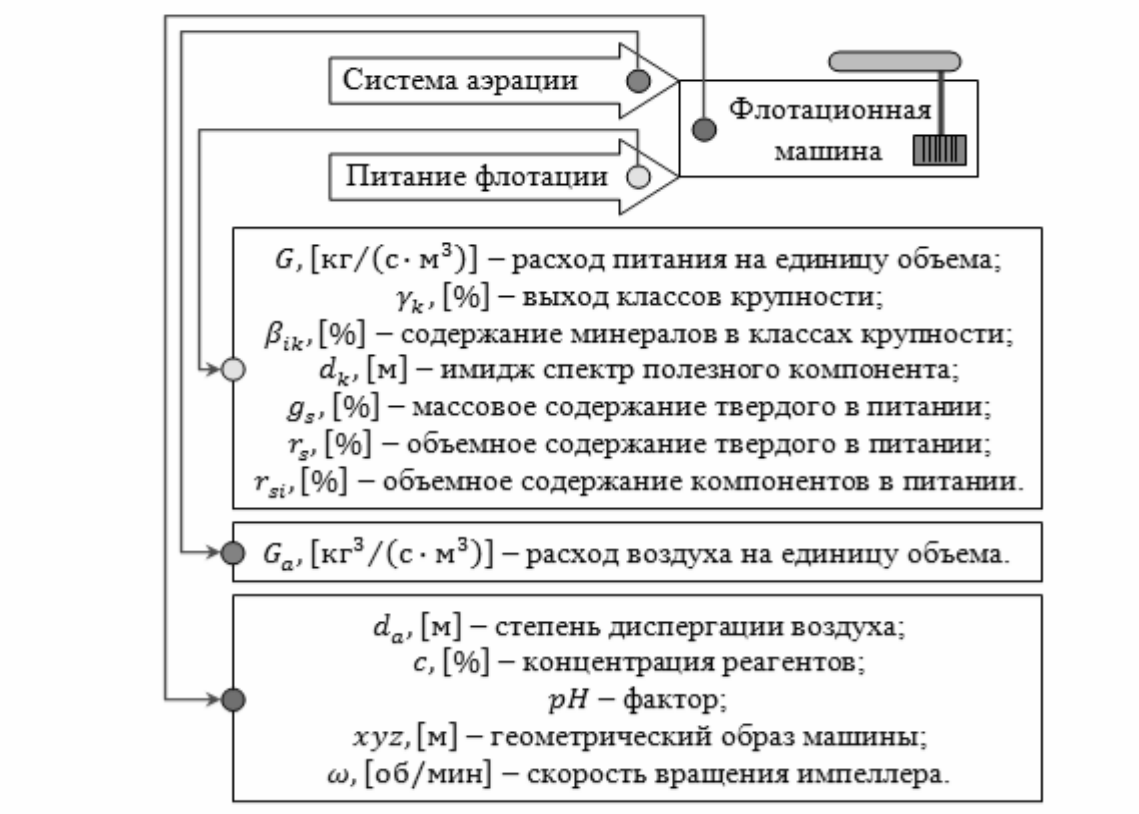
Полученная расчетная сетка экспортируется в программную среду с расчетным модулем на основе математических моделей многофазной гидродинамики. Такой программной средой, в частности, является программа ANSYS Fluent, где и определяется математическая структура модели.

Флотация – технологический процесс разделения минералов, основанный на различиях их удельных свободных поверхностных энергий. Задача количественной оценки удельной свободной поверхностной энергии минеральных зерен в данной работе решается по установленной связи между ее величиной и значениями энергии ионного взаимодействия в кристаллической решетке минерала.

Для случая обратной основной флотации при производстве нефелинового концентрата на основе результатов минералогического анализа пробы питания проведены расчеты удельных свободных поверхностных энергий минералов – компонентов питания флотации. На основе построенной модели процесса флотационного разделения минералов проведен вычислительный эксперимент, графическая интерпретация результатов которого представлена на рисунке 3.

Полученные результаты вычислительного эксперимента показали возможность и целесообразность использования компьютерного моделирования процесса флотации для прогнозирования значений технологических параметров и макетирования новых образцов флотационной техники.

Приложение 1 - Общая схема сбора и подготовки входных параметров процесса флотации для проведения вычислительного эксперимента



ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ТОНКИХ КЛАССОВ АПАТИТ-ШТАФФЕЛИТОВЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ПРОЦЕССОВ ФЛОКУЛЯЦИИ

В.А. Туголуков[1], И.С. Бармин[1] , В.В. Морозов[2], С.Н. Лезова[2]

[1]ОАО «Минерально-химическая компания «ЕвроХим»», e-mail: info@eurochem.ru
[2]Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение «Московский государственный горный университет» (ФБГОУ МГГУ), Россия, г. Москва, e-mail: dchmggu@mail.ru

Апатит-штаффелитовые руды характеризуется значительной интенсивностью гипергенных изменений, вызывающих деструктуризацию руд и склонностью фосфатных минералов к ошламованию. Для повышения эффективности процесса флотации тонкозернистых фракций апатита и штафелита выбрано направление, связанное с применением процесса сгущения шламовых классов и их последующей флотации.

Результаты лабораторных исследований по изучению влияния флокулянтов на степень осаждения шламов подтверждают значительное увеличение скорости осаждения твердого при добавлении флокулянтов на основе полиакриламида: ПАА и «Праестол» анионного типа с относительно высокой концентрацией ионогенных групп - от 18 до 40% (рисунок 1).

При использовании процесса флокуляции удается получить осаждением сгущенный материал относительно высокой плотности с наиболее крупными классами твердой фазы. Весьма важной задачей является проведение процесса флокуляции с преобладающим связыванием зерен фосфатных минералов относительно зерен пустой породы (режим селективной флокуляции).

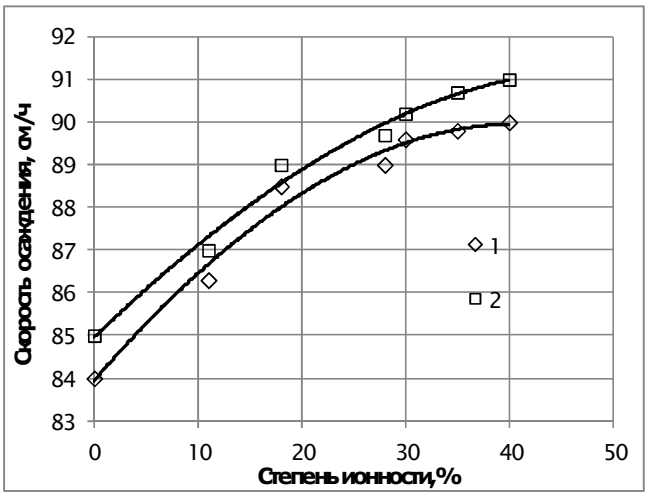


Рисунок 1. Показатели скорости сгущения шламовой фракции при использовании флокулянтов ПАА и «Праестол» с различным содержанием акрилатных групп (степенью ионности): 1- при расходе 15 г/т; 2 – при расходе 25 г/т

Объективную оценку интенсивности процесса селективной флокуляции можно дать с использованием критерия селективности флокуляции ($К_{сф}$). который рассчитывался по уравнению:

$$К_{сф} = \beta_{P2O5сгущ} / \beta_{P2O5слив} \quad (1)$$

где $\beta_{P2O5сгущ}$ – массовая доля пятиокиси фосфора в сгущенном продукте;

$\beta_{P2O5слив}$ - массовая доля пятиокиси фосфора в сливе.

Как видно из рисунка 2, эффект селективной флокуляции усиливается с увеличением степени ионности флокулянта до уровня 30-35%, после чего начинает уменьшаться. Полученные зависимости характеризуются значениями коэффициента детерминированности R^2=0,86-0,95 и адекватно описывают исследуемый процесс.

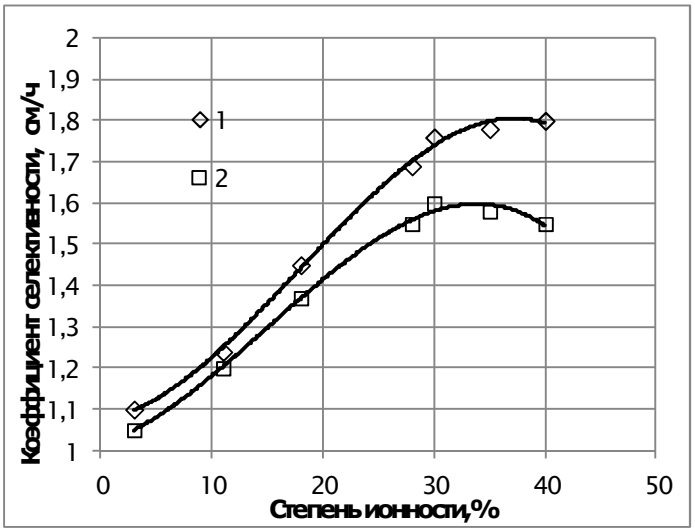


Рисунок 2. Показатели селективности флокуляции при сгущении шламовой фракции с использованием флокулянтов ПАА и «Праестол» с различным содержанием акрилатных групп (степенью ионности): 1- при расходе 15 г/т; 2 – при расходе 25 г/т

Полученные результаты позволяют предварительно рекомендовать интервал значений ионности флокулянта от 17 до 35% как рациональный с позиции максимальной скорости сгущения шламового продукта и проявления эффекта селективной флокуляции.

Результаты опытов по циклическому сгущению также показали, что при повышении степени ионности флокулянта возрастает склонность шламов к вторичной флокуляции, причем при превышении значения в 28% происходит резкий рост выхода сфлокулированного осадка (рисунок 3). Увеличение расхода флокулянта несколько увеличивает выход осадка, но не изменяет принципиальный вид зависимости.

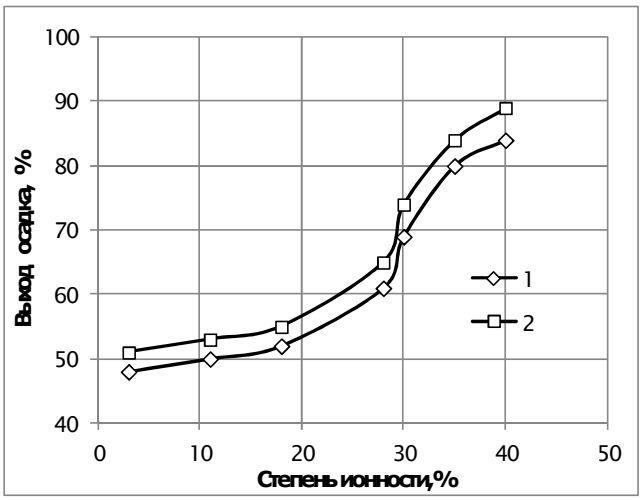


Рисунок 3. Показатели выхода вторично-сфлокулированного осадка при использовании флокулянтов ПАА и «Праестол» с различным содержанием акрилатных групп (степенью ионности): 1- при расходе 15 г/т; 2 – при расходе 25 г/т

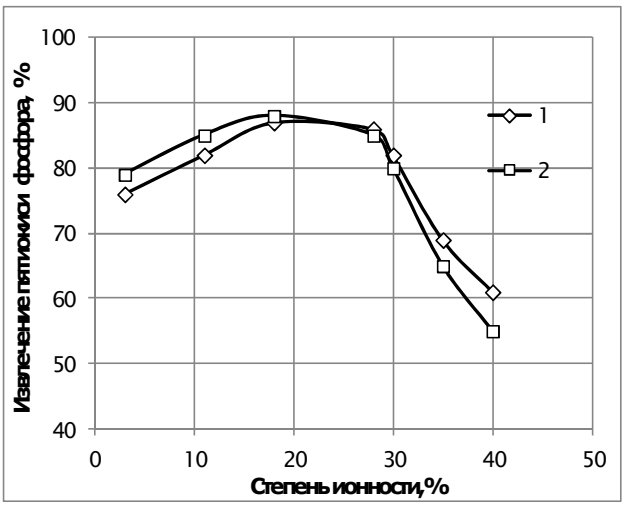


Рисунок 4. Показатели флотации вторично-сфлокулированного осадка при использовании флокулянтов ПАА и «Праестол» с различным содержанием акрилатных групп (степенью ионности): 1- при расходе 15 г/т; 2 – при расходе 25 г/т

Сопоставление кривых флотируемости фосфатных минералов с результатами физико-химических исследований процессов первичной и вторичной флокуляции показывает, что

снижение извлечения пятиокиси фосфора при низкой степени ионности флокулянта обусловлено потерями фосфатов со сливом операции сгущения.

С учетом результатов проведенных исследований был разработан технологический режим обогащения апатит-штаффелитовых руд, включающий операцию сгущения шламов с применением флокулянтов типа анионактивных сополимеров акриламида с ионностью от 18 до 28%, совместную флотацию пескового и сгущенного шламового продукта.

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ИМПУЛЬСНЫХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ДЛЯ УЛУЧШЕНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

И.А. Хабарова, И.Ж. Бунин, Е.В. Копорулина

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: bunin_i@mail.ru

В работах (Чантурия и др., 2006-2008, 2011; Chanturiya et al., 2011; Бунин и др., 2002; Иванова и др., 2008; Рязанцева, 2009; Хабарова, 2011) изучали эффект влияния мощных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) на химический и фазовый состав поверхности, структурно-химические, электрофизические, электрохимические, физико-химические и флотационные свойства сульфидных минералов (пирита, арсенопирита, пирротина и пентландита). На примере богатой сульфидной медно-никелевой руды и смеси вкрапленных и медистых медно-никелевых руд Норильского промышленного района была продемонстрирована возможность применения предварительной электромагнитной импульсной обработки минерального сырья для повышения эффективности флотационного разделения пирротина и пентландита, а также извлечения меди и никеля в соответствующие концентраты с улучшением их качества (Хабарова, 2011).

В развитие представлений о механизмах формирования микро- и нанофаз на поверхности сульфидов при энергетических воздействиях в данной работе представлены новые экспериментальные данные о влиянии МЭМИ ($E \sim 10^7$ В/м; t (имп) ~ 10 нс) на фазовый состав поверхности, электрохимические, сорбционные и флотационные свойства халькопирита $CuFeS_2$ и сфалерита ZnS месторождения Второе Советское (Приморский край).

Методами аналитической электронной микроскопии (РЭМ – РСМА: LEO 1420 VP – INCA Oxford 350) изучали морфологию, размеры и элементный состав новообразований на поверхности сульфидов. С использованием атомно-силовой микроскопии (АСМ) в полуконтактном режиме (платформа ИНТЕГРА Прима, НТ-МДТ) изучали особенности рельефа поверхности минералов на мезо(нано)- (менее 100 нм) уровне. Методами РЭМ – РСМА на поверхности халькопирита обнаружены три морфологических типа новообразований, отвечающих процессам структурно-химических преобразований поверхности минералов в результате электромагнитного импульсного воздействия (рисунок 1а-в): 1 – трещиновато-пористые, плотные «покровы» размером до 100 мкм с локальными утолщениями натечной неправильной формы, в ряде случаев декорирующие или закрывающие устья каналов пробоя (рисунок 1а, б); 2 – сфероидальные образования размером от 3 мкм и менее (рисунок 1в), расположенные в областях выходов каналов пробоя; 3 – тончайшие пленки третьей фазы ($Z \leq 100$ нм), предположительно, безводных сульфатов меди, диагностируемые методами сканирующей зондовой микроскопии (СЗМ – АСМ, рисунок 1в), равномерно покрывающие поверхность сульфидов преимущественно в областях локализации кратеров и эрозионных лунок каналов пробоя (рисунок 1а) и микротрещин.

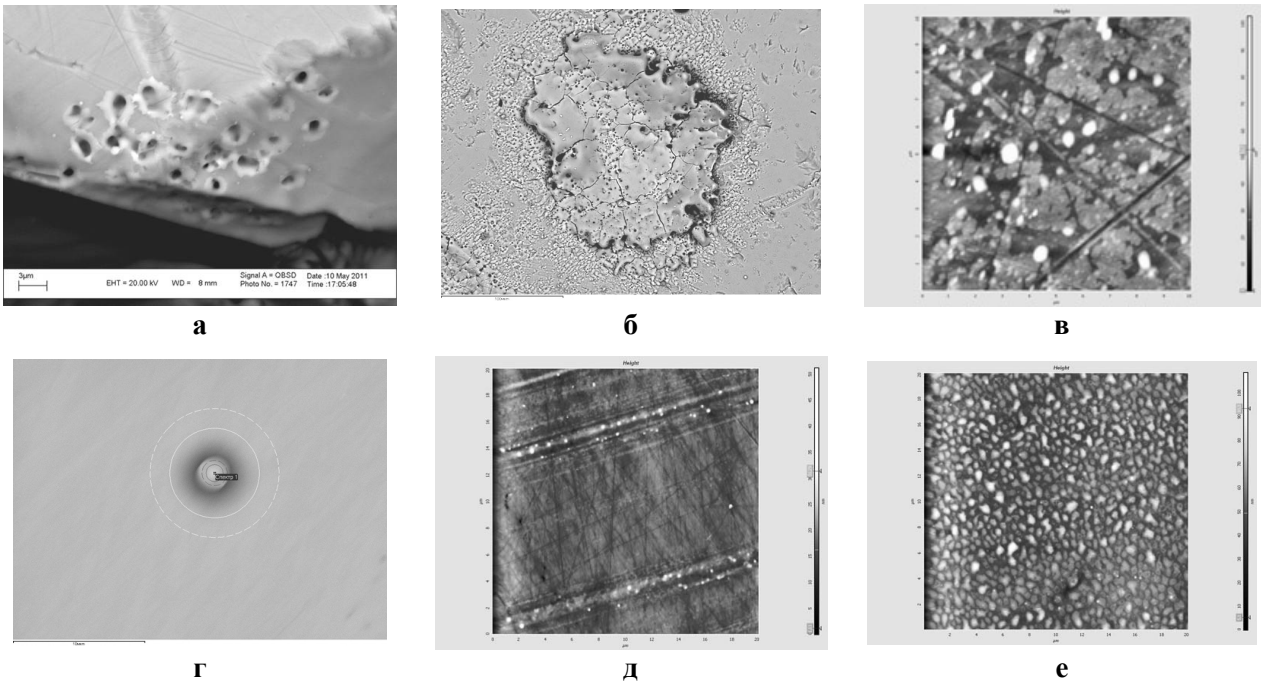


Рисунок 1. Новообразования на поверхности халькопирита (*а-в*) и сфалерита (*г-е*) в результате воздействия МЭМИ; РЭМ – РСМА (*а, б, г*), масштабные линейки – 3 мкм (*а*), 100 мкм (*б*), 10 мкм (*г*); АСМ (*в, д, е*), поля сканирования: 10х10 мкм, высота Z ~ 100 нм (*в*); 20х20 мкм, высота Z ~ 50 нм (*д*); 20х20 мкм, высота Z ~ 100 нм (*е*)

В отличие от халькопирита существенное изменение морфологии поверхности сфалерита (рисунок 1 г-е) было отмечено лишь для образцов, подвергнутых продолжительной электромагнитной импульсной обработке (≥ 5·103 импульсов). На поверхности минерала наблюдались выходы микроканалов пробоя и сфероидальные образования размером от 3 мкм и менее (рисунок 1г), локализующиеся вдоль дефектов поверхности (рисунок 1д); энергодисперсионные спектры от этих автономных фаз содержали хорошо различимый пик кислорода. С увеличением продолжительности электроимпульсного воздействия до ~2·104 импульсов на поверхности сфалерита наблюдалось образование плотного (типа эпитаксиального) слоя новой, предположительно, оксидной фазы (рисунок 1е).

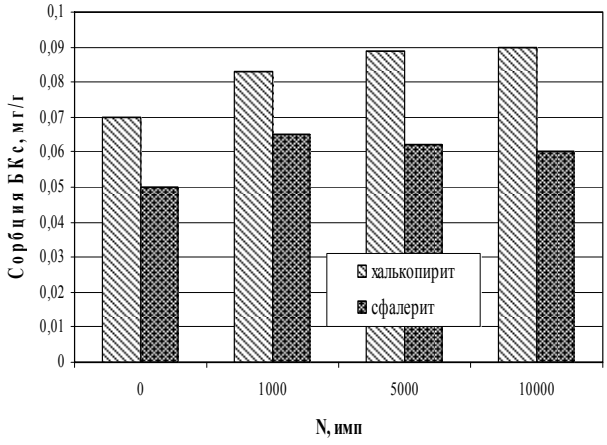
Исследовали влияние наносекундных электромагнитных импульсов на электродный потенциал (Е, мВ) минералов в диапазоне pH от 5 до 11. Предварительная МЭМИ-обработка сульфидов приводила к увеличению положительного значения электродного потенциала как халькопирита, так и сфалерита.

По данным УФ-спектроскопии сорбция бутилового ксантогената калия (БКс) на поверхности халькопирита и сфалерита, обработанных МЭМИ, увеличивалась (рисунок 2*а*). Максимальная сорбция БКс (увеличение на 22%) на поверхности халькопирита обнаружена при режиме воздействия МЭМИ 10^4 имп (1 кДж). Максимум сорбции БКс (увеличение на 23%) на поверхности сфалерита обнаружен при режиме воздействия 10^3 имп (0.1 кДж).

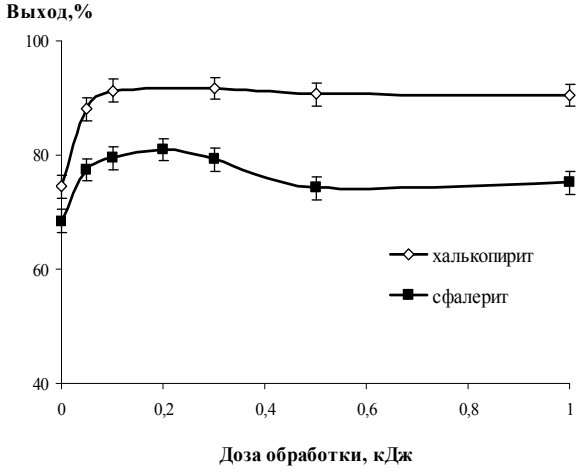
Полученные результаты согласуются с данными по влиянию электромагнитной импульсной обработки на электрохимические свойства сульфидов: сдвиг электродных потенциалов халькопирита и сфалерита в область положительных значений (в диапазоне pH 5–11) приводил к увеличению сорбции анионного собирателя на минералах и повышению их флотационной активности (рисунок 2б).

Флотационную активность мономинеральных порошков халькопирита и сфалерита оценивали по выходу минерала в пенный продукт в присутствии БКс (30 г/т),

метилизобутилкарбинола (МИБК) при pH ≈ 9.5 (CaO). Флотационные опыты проводили в лабораторной флотационной машине с камерой объемом 20 мл на навеске минералов 1 г крупностью –100 +63 мкм.



а



б

Рисунок 2. Влияние электромагнитной импульсной обработки на сорбционную активность поверхности халькопирита и сфалерита (pH 9.5; УФ-спектроскопия) (*а*) и флотационные свойства халькопирита и сфалерита в присутствии БКс (*б*)

В области малой интенсивности импульсного воздействия (0.05–0.1 кДж) установлено увеличение флотируемости халькопирита с 75% до 91.5% (рисунок 2б). С увеличением числа импульсов выход халькопирита в пенный продукт флотации составлял не менее 90%. В результате обработки МЭМИ (0.2 кДж) наблюдалось увеличение флотируемости сфалерита с 69% (без предварительной импульсной обработки) до 81.5% (рисунок 2б). Максимальный выход минерала в пенный продукт флотации (увеличение на 10-12%) достигался при режимах импульсной обработки 0.05–0.3 кДж (рисунок 2б).

Для мономинеральной флотации халькопирита и сфалерита установлен и экспериментально обоснован оптимальный режим предварительной электромагнитной импульсной обработки сульфидов (диапазон изменения дозы МЭМИ от 0.05 до 0.3 кДж), при котором существенно (в среднем на 10-15%) повышается флотируемость минералов.

Таким образом, на основе полученных экспериментальных данных о механизмах структурно-химических преобразований поверхности халькопирита и сфалерита при воздействии полей высокой напряженности можно сделать вывод о перспективности применения энергетических высоковольтных наносекундных импульсов для разработки инновационных технологий направленного модифицирования физико-химических и флотационных свойств сульфидных минералов.

Работа выполнена при поддержке грантов Президента РФ для государственной поддержки молодых российских ученых – кандидатов наук (грант МК-1968.2012.5) и ведущих научных школ РФ «Научная школа акад. В.А. Чантурия» НШ-220.2012.5, Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 11-05-00434-а).

О МЕХАНИЗМЕ СЕЛЕКТИВНОГО ДЕЙСТВИЯ 1-ФЕНИЛ-2,3-ДИМЕТИЛ-АМИНОПИРАЗОЛОНА-5 В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ СФАЛЕРИТА И ПИРИТА

Е.Л. Чантурия[1], Т.А. Иванова[2], И.Г. Зимбовский[2]

[1]Федеральное бюджетное государственное образовательное учреждение «Московский государственный горный университет» (ФБГОУ МГГУ), Россия, г. Москва
[2]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва

Одной из важнейших задач в процессе обогащения медно-цинковых руд является селективное отделение пирита от других сульфидных минералов. Для решения этой важной задачи требуются высокоселективные реагенты собиратели и модификаторы. Известно, что эффективными собирателями неактивированного сфалерита являются труднорастворимые ксантогенаты высших спиртов (Шубов Л.Я., 1969), реагент МКОП, полученный на основе маточного раствора производства ксантогената, в сочетании с ксантогенатом и аэрофлотом (Иванова Т.А., 1993). На зарубежных фабриках при флотации сфалерита применяют реагент Z-200, аэрофлот или меркаптобензотиазол. На отечественных обогатительных фабриках основным собирателем при флотации пиритных медно-цинковых руд является сильный, но не селективный реагент бутиловый ксантогенат в сочетании с диалкилдитиофосфатом. Отделение сфалерита от железных минералов обычно осуществляется в сильнощелочной среде с помощью извести. Перед цинковой флотацией проводят обработку сфалерита медным купоросом, который активирует сфалерит, но в тоже время, реагирует с ксантогенатом, снижая концентрацию собирателя в пульпе и повышая его непроизводительный расход (Богданов О.С., 1980).

Нами ранее была исследована возможность селективного разделения сфалерита и пирита в присутствии реагента АМД и регуляторов комплексообразования. Показано, что при добавлении к АМД роданида аммония, либо медного купороса извлечение сфалерита достигает 80-90% при извлечении пирита 4-5% (Иванова Т.А., 2010, Чантурия Е.Л., 2011). Реагент АМД − производное пиразолона-5, используется, как аналитический реагент, в химии красителей, а также как компонент лекарственных препаратов, известный как аминофеназон, амидозон, амидопирин, пирамидон, и др. (А.И. Бусев, 1965, Крамаренко В.Ф., 1989).

Целью настоящей работы является изучение механизма действия реагента АМД при отделении сфалерита от пирита в цинковом цикле флотации.

Работа выполнена с использованием УФ и ИК-Фурье спектроскопии (Shimadzu UV-1700 и Ифралюм FT-8), лазерной и растровой микроскопии(KEYNCE с VK-9700 и LEO 1420VP, с рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350).

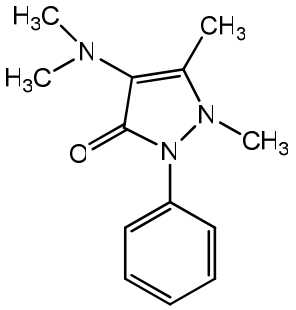
В исследованиях применяли водные растворы белого кристаллического 1-фенил-2,3-диметил 4-диметиламинопиразолона-5 (реагента АМД), $C_{13}H_{17}N_3O$, М.в. 231, роданид аммония NH_4SCN,хлористое железо $FeCl_3$ и уксусная кислота (УК). Материал для исследований был представлен мономинеральными фракциями пирита и сфалерита месторождений Южного Урала, крупностью −0,08+0,045 мм.

При изучении сорбционной активности АМД по отношению к сфалериту в интервале концентраций реагента (5-60мг/л) установлено снижение концентрации реагента в водной фазе суспензии во всем исследованном интервале pH (рисунок 1).

Установленная адсорбция реагента на сфалерите, очевидно, является следствием образования устойчивого гидрофобного комплексного соединения АМД с цинком на минеральной поверхности.

В настоящей работе для идентификации соединения, образующегося при флотации на поверхности сфалерита, в щелочной среде было синтезировано соединение АМД с цинком.

Полученное твердое, мелкокристаллическое, трудно растворимое в воде вещество, которое растворяется в хлороформе. Выделенный осадок анализировали с помощью спектрофотометрии и АСЭМ анализа. Судя по результатам АСЭМ анализа, осадок, можно отнести к соединению АМД с цинком, так как на спектрах участков частиц осадка присутствуют пики Zn, S, O и C.

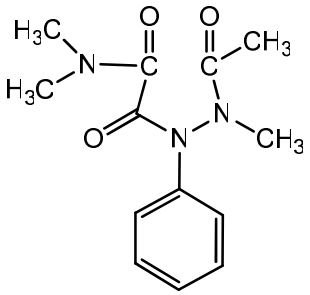


В нейтральной среде образуется комплекс:

$Zn\ (C_{13}H_{17}ON_3)_2(NCS)_2$

В кислой среде образуется комплекс:

$(C_{13}H_{17}ON_3{\cdot}H)_2(Zn(NCS)_4)$



а **б** **в**

а - АМД(1-фенил-2,3-диметил-4-диметиламино пиразолон-5); б - Варианты комплексных соединений АМД, с Zn в присутствие NH_4SCN ; в - ДОАМД − Диоксиамидопирин (2-(2-acetil-2-metil-1-penylhydrazinil)-N,N-dimetyl-2-oxoacetamide − продукт окисления АМД.

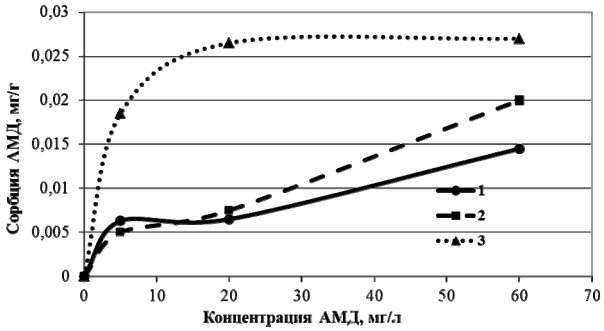


Рисунок 1. Изотермы адсорбции реагента АМД на сфалерите в присутствии регуляторов комплексообразования: 1 – АМД+NH_4CNS (pH 10); 2 – АМД+NH_4CNS+УК (pH10); 3 – АМД+NH_4CNS+УК (pH 4,5)

В ИК-Фурье спектрах полученного комплекса наблюдается понижение частоты валентных колебаний СО–группы на 30 $см^{-1}$ относительно спектра исходного АМД (1655 $см^{-1}$ и 1684 $см^{-1}$ соответственно) и менее ярко выраженное смещение частот валентных колебаний CN-группы (1309 $см^{-1}$ и 1300 $см^{-1}$; 1125 $см^{-1}$ и 1133 $см^{-1}$). Отнесение полос выполнено с учетом работы (Черкасова Т.Г., 2005). Сравнительные данные спектров могут свидетельствовать об образовании комплексного соединения в щелочной среде.

При изучении сорбционной активности АМД на пирите так же, как и на сфалерите было установлено снижение концентрации реагента в водной фазе суспензии после контакта с минералом в исследуемом интервале pH (рисунок 2). Остаточная концентрация реагента в растворе ($C_{АМДисх}$ 20мг/л) после 5 минутного перемешивания с пиритом, при pH 6 составила 13,5, а при pH 10,5 − 14,7 мг/л.

Возможность образования комплексного соединения АМД с железом не подтверждена литературными данными. Нам также не удалось получить комплексное соединение, не смотря на изменение цвета раствора при взаимодействии АМД с железом. В спектре поглощения вещества, удаленного с поверхности порошка пирита хлороформом, после его обработки АМД и отмывки водой, веществ, имеющих максимумы, характерные для АМД, обнаружено не было.

Таким образом, на основании экспериментов и литературных данных сделан вывод о том, что снижение концентрации АМД в водной фазе суспензии пирита не вызвано адсорбцией АМД на пирите.

Повышенная реакционная способность пирита обуславливает интенсивное окисление пирита в процессах измельчения и флотации, с образованием участков поверхности минеральных частиц, содержащих трехвалентное железо (Чантурия В.А., 2000 г.). В связи с чем, можно предположить, что реагент АМД, который является весьма энергичным восстановителем, при взаимодействии с пиритом окисляется ионами Fe^{3+}.

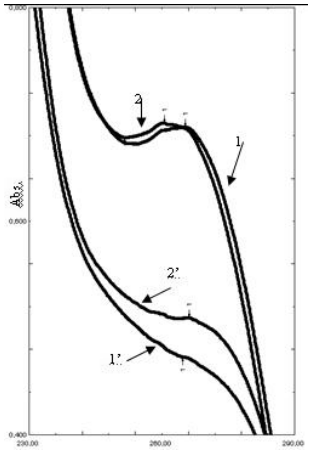


Рисунок 2. Результаты сорбции АМД на пирите. УФ-спектры раствора АМД при pH 6 − *1*; и при pH 10 − *2*; фильтрата водной фазы суспензии после перемешивания АМД с FeS_2 при pH 6 − *1'*; при pH 10 − *2'*. $C_{АМД}$= C_{NH4SCN} =20 мг/л; Т:Ж=1:10

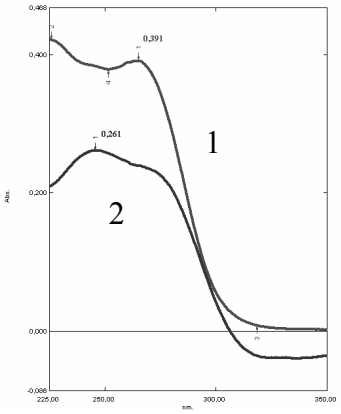


Рисунок 3. УФ-спектры раствора АМД −*1* и фильтрата водной фазы суспензии после перемешивания раствора АМД с FeS_2 −*2*. pH 10. $C_{АМД}$=10 мг/л; Т:Ж=1:5

Экспериментально обнаружено, что после интенсивного перемешивания в течение 5 мин раствора АМД (10 мг/л) с минеральным порошком пирита (Т:Ж=1:5, pH=10) в спектрах фильтрата водной суспензии исчезают характерные максимумы при 225нм и 264нм, а вместо них на спектре появляется максимум в области 230-240нм (рисунок 3).

В щелочной среде окисление АМД раствором $FeCl_3$ протекает медленнее, чем в кислой среде. В спектре раствора также появляется максимум при 320 и 568 нм. Затем, окраска быстро переходит в бледно-желтый, а изменение цвета раствора сопровождается появлением максимума при 230 нм и исчезновением максимумов при 320 и 568 нм. Очевидно, соединение, характеризующееся максимумом при 230нм, и является конечным продуктом окисления АМД − диоксиамидопирином (таблица, в). Вывод хорошо согласуется с данными работы (Lodzinska A, 1986).

Результаты флотации, свидетельствующие о гидрофобности пирита в кислой среде, возможно, является следствием взаимодействия промежуточного продукта окисления с поверхностью пирита и удаления окисленных гидрофильных пленок с его поверхности (рисунок 1). Об этом свидетельствуют результаты сравнительных исследований поверхности рудного шлифа пирита на микроскопах до и после контакта поверхности шлифа с раствором АМД в кислой среде. Обработка же шлифа раствором АМД в щелочной среде, судя по проведенным исследованиям, не привела к удалению с поверхности пирита окисных пленок, что в сочетании с обнаруженными под микроскопом участков поверхности с синим продуктом окисления, возможно и ухудшает флотируемость пирита при pH 9-10,5.

Таким образом, причиной селективности реагента АМД по отношению к сфалериту в щелочной среде, является, способность этого соединения к образованию устойчивого гидрофобного комплексного соединения с цинком на поверхности сфалерита и окисление АМД ионами трехвалентного железа на поверхности пирита с образованием гидрофильных продуктов окисления.

Работа выполнена при поддержке Гранта РФФИ (проект) и гранта Президента РФ «Научная школа акад. В.А. Чантурия» НШ - 220.2012.5".

СЕКЦИЯ 3. КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ В ПЕРЕРАБОТКЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

ОСОБЕНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ БЕДНЫХ АПАТИТ-ШТАФФЕЛИТОВЫХ РУД

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

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты,
e-mail:beloborodov@goi.kolasc.net.ru; zakharova@goi.kolasc.net.ru; andronov@goi.kolasc.net.ru; filimonova@goi.kolasc.net.ru, lenar@goi.kolasc.net.ru

Исследования по обогащению бедных апатит-штаффелитовых руд направлены на изучение возможности получения апатит-штаффелитового концентрата из руд с содержанием 3-4% P_2O_5. Данная задача актуальна и связана с предстоящим, в ближайшее время освоением ковдорского апатит-штаффелитового месторождения, расположенного на территории ОАО «Ковдорский ГОК» вблизи карьера «Железный» (рисунок). Кондиционные руды месторождения оконтурены по бортовому содержанию более 6,0% P_2O_5 и составляют примерно 50% от общих запасов (около 40 млн.т). С глубиной залегания рудного тел содержание P_2O_5 в руде изменяется и с учетом сложного строения рудного тела рассматривается вопрос о селективной выемке. В тоже время возникла необходимость провести оценку месторождения по бортовому содержанию 3,0% P_2O_5.

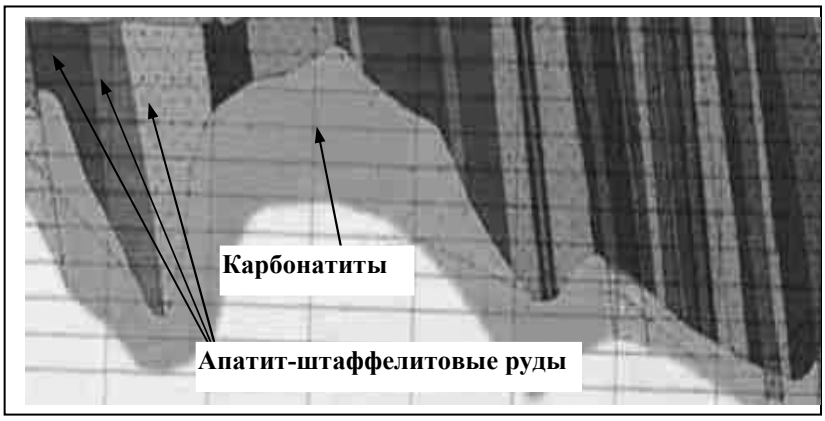


Рисунок. Апатит-штаффелитовое месторождение

На основании ранее выполненных лабораторных исследований и опытно-промышленных испытаний по обогащению апатит-штаффелитовых руд разработана технология и установлен реагентный режим по флотации апатита (штаффелита) из руды с содержанием 12-16% P_2O_5, составлен технологический регламент.

Настоящие исследования направлены на изучение вещественного состава бедных руд и определении возможности получения из руды с содержанием 3-4% P_2O_5 кондиционного апатит-штаффелитового концентрата. Химический и минеральный состав проб руд представлен в таблице 1, 2.

Пробы относятся к апатит-силикатным рудам и на 90% процентов представленны силикатными минералами основными из которых являются: полевые шпаты, диопсид, вермикулит. Для вермикулита характерны следующие морфологические разновидности: крупные пластинки золотистого цвета с характерным жирноватым блеском; мелкочешуйчатые скопления (0,2-0,02 мм), образующие срастания с апатитом, диопсидом, цеолитами карбонатами; и желтовато-коричневые мягкие агрегаты микроволокнистого строения.

Таблица 1. Содержание основных химических компонентов

Проба	P_2O_5	CO_2	$Fe_{общ}$	ZrO_2	SiO_2	K_2O	Na_2O
1	3,63	1,07	5,27	0,06	36,56	0,19	0,54
2	4,31	0,50	5,85	0,04	46,85	2,26	3,55
3	2,60	0,52	8,04	0,1	45,86	0,97	1,74

Таблица 2. Минеральный состав

Минералы	Проба		
	1	2	3
Апатит +штаффелит	9,5	11,5	6,5
Вермикулит	41,0	18,0	30,0
Диопсид	26,0	12,0	19,0
Полевые шпаты	3,0	37,0	20,0
Магнетит	1,2	1,5	1,0
Кальцит	2,3	1,1	1,0
Смектиты	7,0	5,0	5,0
Бадделеит	<0,1	<0,1	0,1

Полевые шпаты по данным рентгеноструктурного анализа являются преимущественно натриевыми. Пироксены представлены в основном зеленым или темно-зеленым эгирин-диопсидом, с небольшой примесью диопсида светлого фисташкового цвета.

Фосфатные минералы в пробе № 1 представлены в основном фтор-апатитом; в пробе № 2 на 70 % микрокристаллическим карбонат-апатитом (штаффелитом) и на 30 % - кристаллическим фтор-апатитом; в пробе №3 апатитом и штаффелитом в равных соотношениях.

Технологическая схема состояла из подготовительных операций: обесшламливания, классификации, измельчения, магнитной сепарации, с целью получения железорудного концентрата и последующей флотацией апатита (штаффелита). Результаты флотации апатит-штаффелитового концентрата представлены в таблицах 3, 4. Из пробы № 2 с содержанием 4,4% P_2O_5 получен апатит-штаффелитовый концентрат с содержанием 36,34% P_2O_5, при извлечении 37,1% P_2O_5. Из пробы № 1 получен концентрат с содержанием 34,65% P_2O_5 , при извлечении 23,5% P_2O_5 из пробы № 3 концентрат с содержанием 32,62% P_2O_5 и извлечении 38,2% P_2O_5. Концентрация P_2O_5 от руды (3-4%) в концентрат (32-36%) составила 9-11.

Содержание CO_2 в концентрате пробы 1 и 3 - 5,94% и 8,25% соответственно. Отмечено нехарактерное поведение карбонатов при флотации апатита из проб 1 и 3. При исходном содержании 0,5-1% CO_2 в пробах наблюдается последовательное увеличение содержания CO_2 в пенных продуктах основной флотации и перечистных операциях (таблица 3). Концентрация CO_2 в апатит-штаффелитовом концентрате возрастает в 6-16 раз, что не позволяет получить качественные концентраты.

Таблица 3. Содержание основных химических компонентов в продуктах флотации (проба № 1)

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		P_2O_5	CO_2	MgO	P_2O_5	CO_2	MgO
Концентрат основной флотации	11,4	19,0	4,87	9,8	58,8	52,4	5,8
Концентрат I перечистной флотации	6,5	26,35	6,81	5,2	46,5	41,7	1,7
Концентрат II перечистной флотации	5,3	30,04	7,66	2,8	43,3	38,3	0,7
Концентрат III перечистной флотации	4,2	32,15	8,23	1,6	36,7	32,6	0,3
Концентрат	**2,5**	**34,65**	**5,94**	**1,06**	**23,5**	**14,0**	**0,1**
Хвосты флотации	75,2	1,56	0,53	21,84	31,8	37,6	82,7
Исходная руда		3,68	1,06	18,96			

Таблица 4. Результаты флотации (проба № 2)

Продукт	Выход, %	Содержание P_2O_5, %	Извлечение P_2O_5, %
Шламы 1	15,4	2,82	10,1
Конц. контрольной	3,1	12,98	9,3
Хвосты флотации	70,6	1,02	16,7
I пром. продукт	4,3	13,40	13,4
II пром. продукт	0,9	22,55	4,7
III пром. продукт	1,3	28,67	8,7
Концентрат	**4,4**	**36,34**	**37,1**
Исходная руда	100,0	4,31	100,0

Выводы

При обогащении бедных апатит-штаффелитовых руд (3-4% P_2O_5) получены концентраты с содержанием 32,6-36,3% P_2O_5. Качественные концентраты (36% P_2O_5) из некоторых проб не получены, в связи с присутствием в руде флотоактивного кальцита. Содержание в концентратах (32-34% P_2O_5) CO_2 достигает значения 6-8%, при исходном содержании в руде 0,5-1,0%. Степень концентрации CO_2 составляет 6-16, больше чем концентрация P_2O_5. Возможно, кальцит определенных зон апатит-штаффелитового месторождения имеет отличительные особенности в поверхностных свойствах, что оказывает влияние на его флотационную активность.

КОМПЛЕКСНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ШУНГИТСОДЕРЖАЩИХ И ШУНГИТОВЫХ ПОРОД УЧАСТКА «ПОЛЕЖАЕВСКИЙ» ЗАЖОГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

С.И. Ануфриева, Е.Г. Ожогина

Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (ФГУП «ВИМС»), Россия, г. Москва, e-mail: anufrieva.05@mail.ru

Использование в промышленности материалов, изготовленных на основе шунгитсодержащих и шунгитовых пород, представляющих собой сложные природные образования, связано исключительно с особенностями их состава и строения. Известно, что технология получения шунгитовых продуктов определяется комплексом физико-

механических свойств, измельчаемостью, требованиями к дисперсности готового продукта и производительностью оборудования. Шунгитовые породы могут применяться как в естественном виде, например в качестве сырья для производства щебня, используемого в качестве добавки в дорожное покрытие или в производстве промышленных водоочистных фильтров, так и виде продуктов, обогащенных собственно шунгитовым веществом (наполнители, пигменты и пр.)

Была проведена экспертная оценка данных по вещественному составу, физико-химическим и физико-механическим свойствам шунгитсодержащих и шунгитовых пород участка “Полежаевский” Зажогинского месторождения Республики Карелия, а также результатов испытаний технологических свойств продуктов их передела.

По результатам определения свободного углерода и породообразующих компонентов условно было выделено четыре основных природных типа шунгитсодержащих пород, отличающихся главным образом содержанием углерода: 1 тип $C_{св.}$ – 0-5%, 2 тип $C_{св.}$ – 5-10%, 3 тип $C_{св.}$ – 10-20%, 4 тип $C_{св.}$ - >20%. Эти породы были подвергнуты исследованиям по определению вещественного состава, физико-химических и физико-механических, сорбционных свойств, гигиенических и радиологических характеристик в аккредитованных аналитических центрах.

Главными породообразующими компонентами являются углерод, связанный исключительно с шунгитовым веществом, и кремнезем, образующий как собственную минеральную фазу – кварц, так и входящий в состав полевых шпатов, амфибола и слоистых силикатов (биотита и хлорита). С полевыми шпатами, слоистыми алюмосиликатами и амфиболом связан алюминий, который в них является также главным породообразующим компонентом. В этих же минералах присутствуют магний, калий, натрий, железо. Кальций присутствует в основном в кальците, с которым связано и CO_2, а также входит в состав амфибола. Железо образует собственную минеральную фазу – пирит.

Содержание элементов-примесей в исследованных шунгитсодержащих и шунгитовых породах в целом незначительно и предположительно связано с минеральной основой породы. При этом полностью исключить приуроченность отдельных металлов, склонных к сорбции органическим веществом нельзя.

Исследования физико-механических свойств шунгитсодержащих и шунгитовых пород производились в ФГУП “ЦНИИгеолнеруд”.

Полный комплекс исследований всех разновидностей пород участка “Полежаевский” с оценкой возможности их использования в технологии питьевого и технического водоснабжения проводился в аналитических центрах ФГУП “ВИМС” и ФГУП “ЦНИИгеолнеруд” и научно-исследовательских институтах НИИ ВОДГЕО и ГУ НИИ Медицины труда.

Проведен полный комплекс исследований физико-механических свойств щебня всех разновидностей пород, получены высокие характеристики его по всем параметрам, удовлетворяющие требованиям ГОСТ 8267-93 «Щебень и гравий из плотных пород для строительных работ» и ГОСТ 7392-2002 «Щебень из плотных горных пород для балластного слоя железнодорожного пути».

Эффективность применения исследованных шунгитсодержащих и шунгитовых пород участка “Полежаевский” Зажогинского месторождения Республики Карелия для технологии питьевого и технического водоснабжения подтверждена следующими факторами:

- благоприятным минеральным (фазовым) составом пород, представленным кварцем, сложными силикатами и шунгитовым углеродом;
- оптимальным при контакте с водной фазой химическим составом (макро- и микрокомпонентным);
- соответствием требованиям ГОСТ Р 51641-2000 “Материалы фильтрующие зернистые”.

Согласно порометрическим исследованиям, шунгитсодержащие и шунгитовые породы можно отнести к классу природных углеминеральных сорбентов с развитой мезопористостью,

способных конкурировать с АУ при очистке нефтесодержащих вод с достижением ПДК для водоемов рыбохозяйственного (0,05 мг/л) или хозяйственно-питьевого назначения (ПДК нефтепродуктов в питьевой воде 0,1 мг/л).

По данным испытаний пород объем их пор равен 0,2 $см^3$/г, объем мезопор АУ (для различных марок, предназначенных для очистки воды) находится в пределах в $см^3$/г: БАУ А – 0.08-0.10, АГ-3 А – 0.12-0.18, СКТ – О – 0.15-0.18.

Проведенные лабораторно-технологические исследования шунгитсодержащих и шунгитовых пород в первую очередь были направлены на изучение областей их применения для решения наиболее актуальных, в том числе экологических проблем, в которых они наиболее востребованы, таких как:

1. Использование щебня шунгитсодержащих пород в качестве добавки в дорожное покрытие автодорог и балластного слоя железнодорожного полотка, для улучшения геоэкологической обстановки, как геозащитный барьер (резерв), снижающий негативное техногенное воздействие на окружающую среду, за счет снижения уровня загрязнений нижележащих грунтов, почв, поверхностных и подземных вод;
2. Предупреждение и ликвидация последствий нефтяных загрязнений на предприятиях нефтедобычи, для быстрой сорбции нефти при ее разливе, а также использование щебня шунгитовых пород как геохимического барьера, позволяющего предотвратить миграцию нефти в реки, грунтовые воды и в нижние слои почв;
3. Технология питьевого и технического водоснабжения;
4. Использование шунгитового наполнителя в резинотехнической, полимерной и лакокрасочной промышленности вместо экологически «грязного» технического углерода.

По результатам проведенных лабораторно-технологических испытаний можно рекомендовать использование шунгитсодержащих и шунгитовых пород участка “Полежаевский” для производства следующих товарных продуктов:

1. Щебень из шунгитсодержащих и шунгитовых пород (с содержанием $C_{св.}$ < 20%) для любых видов строительных работ, устройства земляного полотна автодорог, балластового слоя железнодорожного пути, отсыпки промышленных площадок кустовых скважин в нефтедобывающей промышленности, в качестве экозащитного материала, с целью снижения антропогенного воздействия на окружающую среду;
2. Использование шунгитсодержащих и шунгитовых пород для водоочистки и водоподготовки (кондиционирования) питьевой воды, а также в технологии технического водоснабжения, очистки сточных вод от лимитирующих загрязнений: взвешенные вещества, мутность, содержание железа, алюминия, нефтепродуктов, ПАВ и др.;
3. Использование мелких фракций (<0,5 мм) шунгитовых пород, с содержанием углерода ($C_{св.}$) > 10% для устройства намывных фильтров в технологии питьевого и технического водоснабжения, а также для быстрого удаления разлитой нефти с водной поверхности для ликвидации последствий экологических катастроф;
4. Щебень мелких фракций из шунгитовых пород с содержанием углерода ($C_{св.}$) > 20% для использования в качестве комплексного сорбента, мелиоранта и удобрения пролонгированного действия для повышения урожая сельскохозяйственных культур и плодородия почв;
5. Тонкодисперсный порошок шунгитовый (фракции 0-20 мкм) с содержанием углерода ($C_{св.}$) > 20% в качестве наполнителя в резинотехнической и шинной промышленности, а также полимерной и лакокрасочной промышленности.

СВОЙСТВА И ОБОГАТИМОСТЬ МАГНИТНОЙ РАЗНОВИДНОСТИ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕДНО-ПОРФИРОВОГО ТИПА «ЭРДЭНЭТИЙН - ОВОО»

Ж. Баатархуу, Ц. Туяа, Б. Намуунгэрэл

Совместное Монголо-Российское предприятие «Предприятие Эрдэнэт», Монголия, г. Эрдэнэт, e-mail: glav_ob@erdenetmc.mn

Более чем 30-летная практика обогащения руды медно-порфирового типа месторождения “Эрдэнэтийн-Овоо” показала, что на фабрику постоянно поступают руды с высоким магнитным свойствам. При поступлении руды с высоким магнитным свойством в дробильное отделение, металло-детекторы на конвейерах срабатывают и улавливают куски руды, тем самым часто останавливают конвейеры.

Руды такой разновидности характеризуются черным цветом, высокой плотностью, твердостью, сильной магнитной восприимчивостью и высоким содержанием в них железа (более 10%). Результаты минералого-петрографического анализа показывают, что в рудах такого типа преобладают магнетит и гетит, который замещен по периферии магнетита. Пирит встречается в незначительном количестве.

Из медных минералов присутствует в основном халькопирит. Серебро находится в обычном пределе концентраций (2,5 г/т), а в некоторых кусках руды наблюдается повышенное содержание золота. Нерудные минералы представлены в основном хлоритом, серицитом, кварцем и частично плагиоклазам.

С целью исследования обогатимости руды, обладающей высоким магнитным свойствами, были отобраны пробы с конвейеров и проведены лабораторные флотационные опыты.

Результаты химического и фазового анализа исследуемой пробы приведены в таблице 1, которые показывали, что она относится к первичной медной руде и отличается повышенным содержанием железа и золота.

Таблица 1. Результаты химического и фазового анализа магнитной руды

Название продукта	Общая медь,%	Первичная медь,%	Окисленная медь,%	Содержание молибдена,%	Содержание железа,%
Исходная руда	0,55	58,23	2,41	0,019	10,34

Таблица 2. Результаты открытых опытов

Продукты	Выход, %	Содержание,%			Извлечение,%			Условия опытов
		Cu	Mo	Fe	Cu	Mo	Fe	
К-т основн. флотации	7.07	7,22	0.216	16.16	92.15	89.12	10.11	Диз/топ-30г/т, ВК-901В-10г/т Аэромикс-12г/т Na_2S-30+20г/т pH-10,0
К-т контр. флотации	1.13	3,31	0.084	6.13	6.74	5.53	0.61	
Общий к-т	8.20	6,68	0.198	14.78	98.89	94.64	10.72	
Хвосты	91.80	0,007	0.001	10.99	1.11	5.36	89.28	
Руда	100.0	0,554	0.017	11.30	100.0	100.0	100.0	
К- т основн. флотации	6.81	7,76	0.221	15.91	95.51	91.93	9.58	Диз/топ-30г/т, ВК-901В-10г/т Аэромикс-12г/т Na_2S-30+20г/т pH-10,0
К-т контр. флотации	0.49	4,08	0.080	7.26	3.62	2.40	0.32	
Общий к-т	7.30	7,51	0.212	15.33	99.14	94.33	9.89	
Хвосты	92.70	0,005	0.001	10.99	0.86	5.67	90.11	
Руда	100.0	0,553	0.016	11.31	100.0	100.0	100.0	

Технологические результаты открытых флотационных опытов с применением операций основной и контрольной флотации при различной величине pH пульпы представлены в табл. 2. Полученные результаты указывают на легкую обогатимость данной руды. При этом качество коллективного медно-молибденового концентрата характеризуется содержаниями меди и молибдена соответственно около 7,0% и 0,20%. Извлечение меди и молибдена в опытах составило соответственно 98,89 и 94,64%. Легкая обогатимость руды обусловлена: во-первых, незначительным количеством пирита, а во-вторых - повышенным содержанием окислов железа, флотируемость которых незначительна при использовании режимных собирателей.

Результаты замкнутых флотационных опытов, проведенных по коллективной схеме (рисунок) с основной, контрольной, промпродуктовой и перечистной операциями, приведенные в табл.3, подтвердили технологические показатели, полученные в открытых опытах.

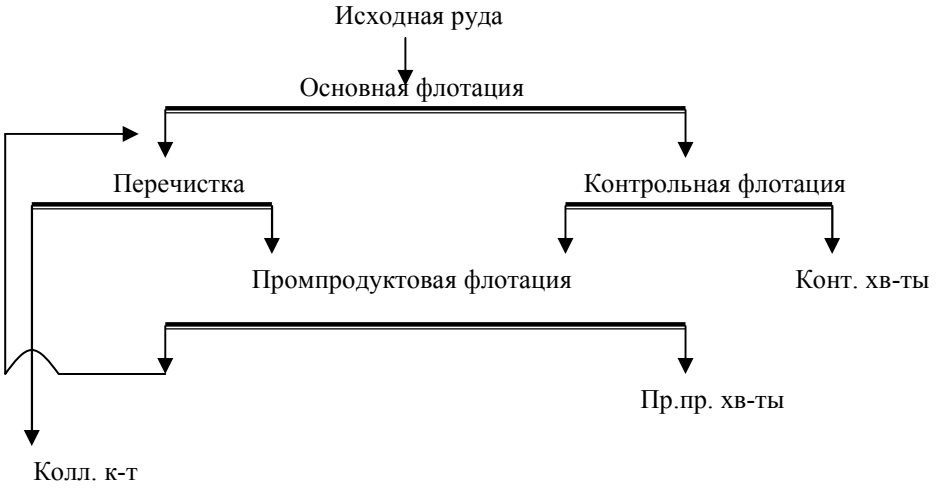


Рисунок. Схема проведения флотационных опытов в замкнутом цикле

Таблица 3. Результаты замкнутых опытов

Продукты	Выход	Содержание,%			Извлечение,%			Условия опытов
	%	Cu	Mo	Fe	Cu	Mo	Fe	
К-т 3 переч. флот.	2,99	8,00	0.232	17.87	43.11	43.75	4.92	ВК-901В-10 г/т Аэромикс-12г/т Na_2S-30 г/т
К-т 4 переч. флот.	3,25	8,11	0.208	17.71	47.51	42.62	5.30	
Колл. к-т	6,24	8,06	0.22	17.79	90.61	86.37	10.22	
Отв.хв-ты	92,24	0,007	0.001	10.45	1.21	5.81	88.65	
Итого	100	0,555	0.016	10.87	100	100	100	

Таблица 4. Результаты определения содержание благородных элементов в продуктах обогащения

Продукты	Выход,%	Содержание,%		Извлечение,%	
		Au	Ag	Au	Ag
Общ. к-т	6,24	0,23	20	9,26	52,66
Хвосты	93,76	0,15	1,2	90,74	47,34
Руда	100,0	0,15	2,37	100,0	100,0

Поскольку в образцах руды наблюдалось повышенное содержание благородных металлов, в балансовых продуктах флотационных опытов было определено содержание золота и серебра (табл. 4). Данные анализов показывают, что золото в основном концентрировано в магнетите и,

следовательно, оно уходит в хвосты, а серебро распределяется в равном количестве между концентратом и хвостами.

Разновидность медно-порфировой руды, отличающаяся высокими магнитными свойствами, обладает легкой обогатимостью за счёт незначительного количества в ней пирита и высокого содержания нефлотируемого магнетита. На участках месторождения с повышенным содержанием магнетита в руде можно ожидать повышенного содержания золота, однако нет технологических предпосылок для его извлечения при используемой технологической схеме.

В целом, результаты исследований показали, что руды с повышенным содержанием магнетита успешно обогащаются по режиму флотации для рядовых сульфидных руд и не требуют специальной схемы или реагентного режима.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД СЛОЖНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА

А.В. Богданович, А.М. Васильев

ЗАО «Механобр инжиниринг», Россия, г. Санкт-Петербург

Месторождения алмазосодержащих коренных руд (трубки) обычно отличаются большим разнообразием минерального состава. Особенно это характерно для трубок, верхние части которых (кратеры) находятся в зоне глинистых песчаников. В качестве примера можно привести одну из трубок Архангельской области, у которой в кратерной верхней фации петрографический состав пород представлен глинистыми песчаниками с примесью кимберлитового материала, туфопесчаниками, туффитами, туфами и брекчиями осадочных пород. При этом содержание магматического материала в глинистых песчаниках не превышает 0,5%, в туфопесчаниках – 5-10%, в туффитах – 10-40%, в туфах – до 70%. Породы жерловой фации трубки представлены туфами и ксенотуфобрекчиями, а также прорывающими их порфировидными и базальтоидными кимберлитами.

Измерения прочности образцов при одноосном сжатии показали очень высокую вариацию этого параметра. Так образцы, состоящие преимущественно из глинистых песчаников из-за их разрушенности вообще не могли быть подвергнуты испытаниям на одноосное сжатие. Образцы других пород имели пределы прочности от 2,4 МПа до 70,3 МПа. В больших пределах (от 0,5 до 5-10%) колебался и выход тяжёлой фракции, выделенной из пород в тяжёлой жидкости М-45 с плотностью 2,85 г/см^3. От 0,5 до 9% колебался выход сильномагнитной фракции, извлечённой на скобе Дэвиса при напряжённости магнитного поля 80-90 А/м. Значителен был выход парамагнитной (слабомагнитной) фракции (до 50-70%).

Такое разнообразие вещественного состава руды и её прочностных характеристик создают значительные трудности при разработке схемы рудоподготовки и обогащения, которая была бы пригодна для переработки руд любых участков месторождения.

Дезинтеграция алмазосодержащих руд производится либо путём стадиального дробления, либо в мельницах самоизмельчения, причём последний метод получает всё большее распространение. При полупромышленных испытаниях выше упомянутой руды было показано, что самоизмельчение имеет ряд преимуществ перед отмывкой на скрубберах с последующим дроблением до крупности менее 2-3 мм, как по энергозатратам, так и по капитальным вложениям. В то же время наличие прочных кимберлитов в руде потребовало включения в схему дезинтеграции пресс-валковых дробилок для разрушения «трудных» классов в циркулирующих нагрузках мельниц самоизмельчения. Сочетание мельниц самоизмельчения с валковыми дробилками высокого давления обеспечивает эффективную дезинтеграцию руды при больших колебаниях минерального состава последней.

Нижний предел крупности извлекаемых алмазов чаще всего устанавливается на уровне 1-1,5 мм. Размер максимального куска руды, подаваемой непосредственно на разделение, обычно

находится в пределах 25-50 мм. На современных рентгенолюминесцентных сепараторах можно обогащать руду крупнее 12-15 мм. На мелких классах производительность рентгенолюминесцентных сепараторов слишком мала, в связи с чем руду крупностью -12 (15) + 1 мм необходимо подвергать предварительной концентрации в тяжелосредных гидроциклонах. Иногда используется отсадка, хотя точность разделения её существенно ниже тяжелосредного обогащения. Преимуществом последнего также является нечувствительность к колебаниям потока питания. Тяжёлую фракцию по классам крупности (обычно -12+6, -6+3 и -3+1 мм) делят на рентгенолюминесцентных сепараторах. При этом из класса -6+1 мм целесообразно убрать сильномагнитные минералы, которые практически не связаны с алмазами. Для уменьшения циркуляционных нагрузок имеет смысл также удалять парамагнитные составляющие из хвостов рентгенолюминесцентных сепараторов, разделяющих классы крупности менее 6 мм.

Производительность обогатительного оборудования должна обеспечивать переработку руды при самом неблагоприятном её вещественном составе. Чтобы застраховаться от заметных потерь алмазов при значительном увеличении выхода тяжёлой фракции, целесообразно организовать возможность переключения контрольных перечисток рентгенолюминесценции в режим основной операции, что позволяет принимать удвоенный поток питания.

Одним из важнейших вопросов, который должен быть решён при разработке схемы обогащения алмазных руд, является определение крупности отвальных хвостов. Наши исследования на крупнообъёмных пробах показали, что при дезинтеграции освобождение зёрен алмазов от вмещающих пород малой и большой плотности идёт по-разному. Если в лёгких фракциях крупностью более 3 мм имеет место заметное присутствие в сростках алмазов крупнее 1 мм, то в тяжёлых фракциях плотностью выше 2,9 г/см^3 алмазы в сростках практически не встречаются в зёрнах размером 6 и даже 8 мм. Таким образом, крупность лёгких фракций тяжелосредной сепарации, направляемых в хвостохранилище, должна быть менее 3 мм, тогда как хвосты ренгенолюминесцентной сепарации крупностью менее 6 мм, а может быть, даже более крупные, могут вместо доизмельчения и перечисток, направляться в спецотвал. Конечно, при разработке схемы обогащения каждой конкретной руды необходимо этот вопрос тщательно прорабатывать.

СОСТОЯНИЕ И ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ЗАБАЙКАЛЬЯ

М.Л. Бортникова

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Забайкальский государственный университет» (ФГОБУ ВПО ЗабГУ), Россия, г. Чита, e-mail: mariyabortnikova@mail.ru

Минерально-сырьевая база рудной золотодобычи Забайкальского края представлена 41 месторождением, из которых 22 собственно золоторудных и 19 комплексных. Золотосодержащие руды собственно золоторудных месторождений для подземной добычи характеризуются средними содержаниями 6,5-20,6 г/т, для открытой отработки 1,0-4,7 г/т золота. Основные балансовые запасы рудного золота сосредоточены в Дарасунском, Тасеевском, Ключевском и некоторых других месторождениях. Золотосодержащие руды комплексных месторождений (полиметаллических, медных, молибденовых) содержат золото как основной попутный компонент в количествах 0,1-3,7 г/т. Типичным представителем комплексных полиметаллических месторождений является Новоширокинское месторождение со средним содержанием золота в рудах 3,7 г/т.

Технологическое несовершенство схем обогащения и извлечения золота из сырья приводит к тому, что в отходах продолжает накапливаться ценный компонент. Достаточное количество золота можно извлечь методом кучного выщелачивания (КВ) из вскрышных пород,

забалансовых руд. Необходимо отметить, что в ряде случаев предприятия, деятельность которых послужила накоплению отходов, ликвидированы, а содержание полезных компонентов в отходах этих предприятий выше, чем в недрах отрабатываемых ныне месторождений. Как правило, техногенные образования располагаются в уже экономически освоенных районах с хорошо развитыми социальной и производственной инфраструктурами, обслуживающими и вспомогательными производствами. Все это позволяет рассматривать проблему техногенных скоплений горнорудного производства не только как экономическую и сырьевую, но и как экологическую и социальную.

Для решения этих вопросов Ю.Ф. Харитоновым и В.Г. Васильевым в 1998 г. составлен «Кадастр техногенных скоплений горнорудных предприятий Читинской области». Из анализа материалов Кадастра установлено, что по 19 техногенным золотосодержащим объектам общей массой 234 млн т запасы золота для КВ составляют 147 т при предельных их содержаниях 0,189-6,2 г/т и среднем значении – 0,63 г/т. Содержание золота в хвостах гравитационно-флотационного обогащения колеблется 0,354-1,79 г/т. Всего учтено хвостов 54,3 млн т (26%), которые концентрируют почти 40 т золота.

Особо следует отметить наличие отходов химико-металлургической переработки руд (огарков подового обжига и кеков цианирования (Дарасунское, Ключевское месторождения), содержание золота в которых колеблется 0,6-7,0 г/т. Всего этих отходов 1,65 млн т (0,8%), но они концентрируют 1,9 т золота.

Проблема состоит не только в том, что материалы техногенных отходов горно-обогатительных предприятий бедные по составу. Они имеют неблагоприятные, сложные технологические свойства – вещественные и энергетические. Такое сырье не поддается переработке при помощи технологий с традиционным сочетанием методов обогащения и металлургии.

В научно-исследовательских институтах и лабораториях Забайкалья ведутся разработки новых технологий на основе комбинирования методов рудоподготовки, флотации и гидрометаллургии, КВ с учетом свойств сырья, экономических и экологических ограничений для всех стадий технологических схем.

В Забайкалье с точки зрения перспективы применения КВ большой интерес представляют золотоносные коры выветривания и зоны окисления. На территории Забайкальского края выявлено около 100 участков развития кор выветривания, которые как труднообогатимые руды являются сырьем для КВ. На юго-востоке области представляют интерес линейные коры выветривания и зоны окисления, приуроченные к участкам с золоторудной минерализацией, где выявлено 55 перспективных объектов с суммарными прогнозными ресурсами золота в количестве более 276 т. Среднее содержание золота – 4,1 г/т.

Первоочередными объектами являются зоны окисления месторождений Бугдаинского, Култуминского, Лугоканского, Акатуевского, Аленгуйского, Гурулевского, Право-Зоргольского, Погромного, рудопроявлений Горы Бугдаи, Бильбичанского, Корокандинского, Ново-Ируновского и др. (Л.В.Шумилова, Ю.Н.Резник. Оценка «экологической чистоты» применяемых технологий для извлечения золота // Перспективы развития золотодобычи в Забайкалье. Труды Межрегиональной научно-практической конференции. – Чита: Администрация Читинской области и др., 2003. – С. 113-115).

В пределах Нерчинско-Заводского рудного района окисленные руды развиты на месторождениях Богомоловском, Козловском и Железный Кряж. На этих объектах учтены запасы и прогнозные ресурсы золота для применения технологии кучного выщелачивания золота.

Бугдаинское месторождение золотосодержащей коры выветривания расположено в Александрово-Заводском районе это в 150 км от ст. Борзя. Отнесено к золото-молибден-порфировой формации, золотоносность составляет повсеместный фон, очерчиваемый изолинией содержаний в 1 г/т.

Зона окисления Аленуйского месторождения расположена в 12 км юго-восточнее проявления «Гора Бугдая». Она отнесена к золотосодержащей сульфидной полиметаллической формации.

Нерчинско-Заводское рудное поле расположено в 3-15 км юго-западнее пос. Горный Зерентуй. По данным ЗабНИИ, суммарные прогнозные ресурсы окисленных руд категории P_2+P_3

составляют – 3573,0 тыс. т, золота 12,05 т при глубине подсчета до 50 м и среднем содержании золота 3,4 г/т. Все перечисленные объекты технологии КВ представляют большой интерес для инвестиционных вложений.

Таким образом, на горнодобывающих и горноперерабатывающих предприятиях Забайкалья накоплен большой объем золотосодержащих бедных, забалансовых и необогатимых руд, техногенных отходов, вскрышных и вмещающих пород, лежалых хвостов хвостохранилищ мелких месторождений, которые могут стать объектами освоения методом КВ и позволят увеличить потенциальные запасы золота и снизить экологическую напряженность в регионе.

КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД

В.А. Бочаров[1], Игнаткина[2], Л.С. Хачатрян [2], Д.К. Нургалиева[2]

[1]Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Московский государственный горный университет» (ФГБОУ ВПО «МГГУ»), Россия, г. Москва

[2]Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС» (ФГАОУ ВПО НИТУ «МИСиС»), Россия, г. Москва, e-mail: woda@mail.ru,

Вовлечение в переработку техногенного сырья связано, как с истощением легкообогатимого природного минерального сырья и соответственно снижения выпуска меди, так и с необходимостью снижения экологической нагрузки на окружающую среду. Согласно данным исследователей ИПКОН РАН, при исходной концентрации цветных металлов в хвостах менее 0,1 %, уже наблюдается превышение ПДК для рыбохозяйственных водоемов по никелю в 486, по меди – 394, по кобальту в 102 раза.

Как за рубежом, так и в РФ хвостохранилища флотационных обогатительных фабрик представляют собой угрозу экологии и требует значительных материальных затрат по предотвращению просачивания загрязненной воды в грунтовые воды.

В хвостохранилищах обогатительных фабрик по переработке сульфидных медных и медно-цинковых руд Уральского региона накоплены десятки и сотни миллионов тонн хвостов обогащения с содержанием полезных компонентов, которые в перспективе с развитием технологии переработки могут быть выделены в товарные концентраты или продукты, пригодные для последующей химико-металлургической переработки, применяя комбинированные способы обогащения.

В исследованных усреднённых пробах хвостов обогащения, содержание основных полезных компонентов составило, %: меди 0,35-0,55; цинка 0,56-0,72; серы 26-32; железа 28-32; золота 0,8-1,3 г/т; серебра 10-15 г/т. Кроме того, хвосты содержат, %: оксид кремния до 20; оксид алюминия до 5; оксид кальция и магния до 5.

В соответствие с фазовым анализом медь в исследованных пробах представлена на 70 % первичными сульфидами; 20 % - вторичными сульфидами; 10 % - окисленными формами; цинк на 67 % находится в сульфидной форме, на 33 % в сульфатной и других формах.

Наиболее обогащены золотом классы минус 0,1 мм, в который распределено более 80 % золота, при этом в классе крупности минус 0,044 мм сосредоточено около 50 %. В то же время распределение минералов меди и цинка по классам крупности сравнительно равномерное.

В большинстве предлагаемых способах переработки техногенных продуктов выщелачивание ценных компонентов рассматривается как наиболее перспективный способ извлечения ценных компонентов из техногенного сырья.

Процесс флотации позволяет повышать эффективность переработки лежалых хвостов

различных типов месторождений как за счет доизвлечения ценных компонентов, так и сокращения массы продуктов, поступающих на последующую гидрометаллургическую переработку для получения кондиционных концентратов. Обедненные по ценным компонентам и сере отвальные хвосты могут быть использованы в качестве закладочной смеси при шахтном способе разработки месторождений и как сырье строительных материалов.

Для выделения песковой фракции, обогащенной золотом, испытаны следующие гравитационные аппараты: винтовой сепаратор, центробежный концентратор Knelson, концентрационный стол. Лежалые хвосты предварительно дезинтегрировали в шаровой мельнице; содержание готового класса минус 74 мкм в измельченном продукте составляло 60-65 %. Гравитационные концентраты, выделенные на винтовом сепараторе с перечистками на концентрационном столе, содержат до 10-15 г/т золота при извлечении 25-31 %. Применение гравитационных процессов приводит к обогащению легкой фракции минералами меди и цинка. Хвосты гравитации после обесшламливания и доизмельчения направляются на флотацию; коллективный концентрат перечистки содержит до 5-6 г/т золота и до 3,2-4,2 % меди.

Использование в сочетании с бутиловым ксантогенатом новых композиций собирателей (Cytec 3754, TC 5121) и технологических приемов для переработки лежалых колчеданных хвостов позволили получить положительные результаты по извлечению меди и золота из лежалых хвостов.

Работа выполнена при финансовой поддержке Минобрнауки РФ (контракт 16.515.11.5037).

НОВЫЕ АСПЕКТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

Г.Р. Бочкарев, Г.И. Пушкарева, К.А. Коваленко

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН (ИГД СО РАН), Россия, г. Новосибирск, e-mail: grboch@misd.nsc.ru

Запасы марганцевых руд месторождений России представлены в основном бедными, труднообогатимыми рудами, использование которых в металлургии связано с большими проблемами. Поэтому представляет интерес изучение новых возможностей использования данного минерального сырья в иных сферах жизнедеятельности.

Ранее авторами сообщалось [1] о высокой эффективности использования марганцевых руд в качестве окислителей двухвалентных ионов марганца и железа в процессах водоподготовки. Установлено, что оксидные и модифицированные карбонатные марганцевые руды проявляют окислительные свойства по отношению к ионам железа и марганца, которые нарастают с увеличением содержания марганца в рудном материале. Впервые обнаружен эффект окисления арсенитов – As (III) до арсенатов – As (V) при контакте с поверхностью псиломелана в процессе фильтрации [2].

В связи с этим целью наших дальнейших исследований стало изучение окислительных и сорбционных свойств марганцевых руд различного генезиса по отношению к соединениям мышьяка в водных средах.

Для исследования были выбраны марганцевые руды трех месторождений Сибири: Усинского, Дурновского и Порожинского. Карбонатные руды Усинского месторождения представлены несколькими разновидностями, различающимися минеральным составом и содержанием марганца: родохрозитовые, манганокальцитовые, кремнисто-карбонатные и карбонатно-силикатные. Окисленные руды представлены псиломелановыми, вернадитовыми и пиролюзитовыми

минеральными разновидностями. Порожинское месторождение характеризуется наличием оксидных и карбонатных руд. Основные оксидные рудные минералы – пиролюзит, манганит, псиломелан; карбонатные – родохрозит. Руды Дурновского месторождения имеют сложный минеральный состав, в них явно преобладает псиломелан, присутствуют пиролюзит, браунит и манганит.

Образцы рудных материалов были отмыты водой от песчано-глинистой составляющей, высушены, измельчены до размера частиц 0.5÷3.0 мм. Подготовленные таким образом пробы рассматривались как исходные.

Руды Усинского и Порожинского месторождений были термически обработаны при $t = 600^{o}$ C для разложения карбонатов. Псиломелан Дурновского месторождения обогащали методом магнитной сепарации.

В псиломелане магнитной сепарацией концентрацию марганца повысили с 16.36 до 36.53%. Термическая обработка марганцевых руд Порожинского и Усинского месторождений не дала заметного изменения элементного состава, но, как показали результаты рентгеноструктурного анализа, привела к существенным структурным изменениям. В руде Порожинского местождения практически все соединения марганца (манганит, родохрозит) превратились в биксбиит (Mn_2O_3). В руде Усинского месторождения родохрозиты полностью превратились в гаусманит ($MnMn_2O_4$). Таким образом, термическая обработка этих руд позволила перевести их в активную оксидную форму.

Методом капиллярного электрофореза были исследованы окислительные свойства псиломелана Дурновского месторождения исходного с содержанием Mn–16.36% и обогащенного (Mn–36.53%) по отношению к арсенитам в статическом режиме (таблица).

Таблица. Окисление арсенитов на псиломелане

Форма мышьяка в растворе	Концентрация мышьяка в исходном растворе, мг/л	Концентрация мышьяка после контакта с псиломеланом, мг/л	
		Mn – 16.36%	Mn – 36.53%
Арсенат (V)	<0.2	2.6±0.3	2.5±0.3
Арсенит (III)	4.1±0.4	0.9±0.3	0.5±0.2

Установлено, что при заданных условиях 80 – 88% As (III) окисляется до As (V). Влияние содержания марганца в псиломелане на степень окисления As выражено слабо. Уменьшение суммарного содержания мышьяка в растворе, вероятно, связано с сорбцией на псиломелане. В аналитическом обзоре [3] приведены результаты исследований процесса окисления арсенита на синтезированном бирнессите (MnO_2). С помощью метода рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии показано, что окисление протекает по реакции: $MnO_2 + H_3AsO_3 + 2H^+ = Mn^{2+} + H_3AsO_4 + H_2O$, с образованием MnOOH*, дополнительно происходит адсорбция арсената на поверхности MnO_2, с образованием комплексного соединения $(MnO)_2$ AsOOH.

Исследования сорбционных свойств рудных образцов проводили на модельных растворах арсенитов (III) и арсенатов (V) натрия (~5 мг/л As), приготовленных на водопроводной воде, в статическом режиме методом переменных концентраций. Время перемешивания устанавливалось в соответствии с кинетикой сорбции (10– 20 мин).

Определена область значений pH среды, в которой марганцевые руды проявляют максимальные сорбционные свойства. Установлено, что влияние pH среды на сорбционные свойства минералов по отношению к соединениям As (III) выражено слабо. По отношению к арсенатам наблюдается снижение сорбционных свойств с ростом величины pH. Наиболее заметно эта зависимость проявляется для руды Порожинского месторождения, у которой более высокие сорбционные свойства по сравнению с другими.

На основании экспериментальных данных были получены изотермы сорбции соединений трех- и пятивалентного мышьяка на марганцевых рудах. Анализ полученных результатов показывает, что:

- сорбционные емкости минералов по отношению к арсенитам выше, чем к арсенатам;

- наблюдается зависимость сорбционной емкости от содержания марганца в руде. Наиболее высокие показатели сорбционной емкости (5.0 ÷ 7.4 мг/г) проявляет руда Порожинского месторождения, содержание марганца в которой 46 ÷ 47%. Сорбционная емкость заметно выше у марганцевых руд прошедших термическую обработку по сравнению с исходными. Это объясняется переходом карбонатов в активные оксидные формы трех- и четырехвалентного марганца.

Проведены исследования на реальном стоке одного из металлургических предприятий, содержащего: мышьяк – 4.92 мг/л; медь – 5.38 мг/л; цинк – 35.5 мг/л; pH – 4.1. В воду добавляли навески исходных и обработанных марганцевых руд в количестве 6 г/л, перемешивали в течение 60 минут, отделяли осадок фильтрацией, в фильтратах определяли остаточные концентрации, по которым рассчитывали степень извлечения мышьяка и металлов. Результаты представлены на рисунке.

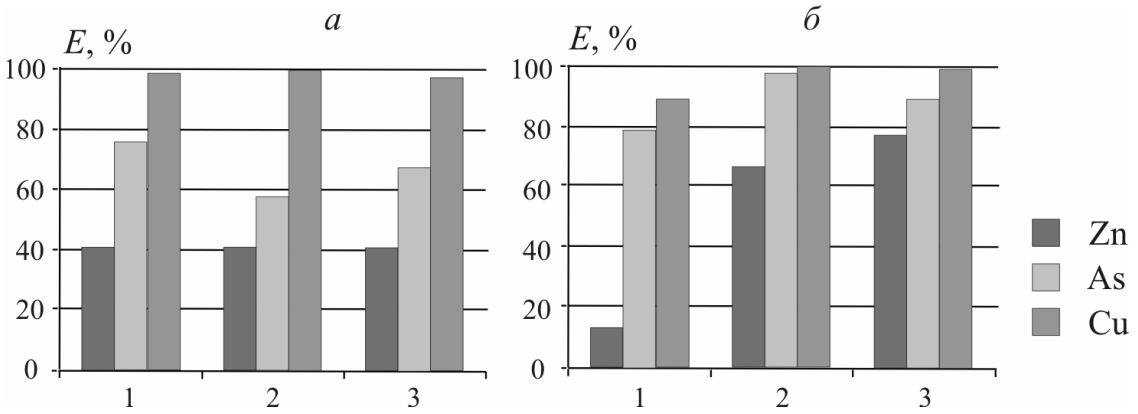


Рисунок. Степень извлечения мышьяка, цинка и меди из сточных вод на исходных марганцевых рудах (*а*) и после их обработки (*б*): 1 - Дурновского; 2 - Порожинского; 3 - Усинского месторождений

Мышьяк наиболее эффективно (E = 97.4%) удаляется при использовании термически модифицированной руды Порожинского месторождения, остаточная концентрация составляла 0.13 мг/л. Медь удаляется практически полностью на исходных и обработанных рудах. Термически модифицированная руда Усинского месторождения проявила более высокие сорбционные свойства по отношению к цинку (E = 77.3%) по сравнению с другими сорбентами.

Таким образом, полученные новые данные о сорбционных и окислительных свойствах марганцевых руд, позволяют значительно расширить область их использования, применительно к очистке водных сред от токсичных веществ.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект № 10-05-00492).

Список использованных источников

1. Пушкарева Г. И., Скитер Н. А. Возможность использования марганцевых руд при водоподготовке // ФТПРПИ. – 2002. – № 6. – С. 103 – 107.
2. Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Извлечение мышьяка из природных вод и технологических растворов с использованием природного сорбента и катализатора // ФТПРПИ . – 2010. — № 2. – С. 102 – 108.
3. Mohan Dinesh, U. Charles, Jr. Pittman. Arsenic removal from water/wastewater using adsorbents – A critical review // Journal of Hazardous Materials. – 2007. – No. 142. – P. 1 – 53.

КВАРЦЕВАЯ ГАЛЬКА КАК НЕТРАДИЦИОННЫЙ ТИП КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ: ВОЗМОЖНОСТИ ОЧИСТКИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

Л.А. Данилевская, Л.С. Скамницкая, С.А. Светов

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

Интерес к нетрадиционным источникам кварцевого сырья в последнее время усилился из-за острой нехватки сырья для производства высокочистых кварцевых концентратов (ВЧК), а также в связи с широкой распространенностью данных типов пород и большими запасами.

Оценка возможностей использования нетрадиционных типов пород как сырья для получения высоколиквидных кварцевых продуктов заключается, главным образом, в подборе эффективных технологий их обогащения с учетом геолого-минералогических факторов, определяющих технологическое значение особенностей данных комплексов, т.е. объединение минералогических и технологических исследований сырья.

В качестве возможных источников кварцевого сырья рассматриваются кварцевые гальки различного генезиса. Это кварцевая галька из ятулийских полимиктовых кварцевых конгломератов Гирвасской площади Центральной Карелии и пляжно-галечные отложения побережья Белого моря. Кроме того были исследованы высококремнистые хемогенные осадочные формации мезоархейского возраста Койкарской структуры Ведлозерско-Сегозерского зеленокаменного пояса Центральной Карелии.

Конгломераты Гирвасской площади формируют значительную часть ятулийской осадочной толщи, имеющей мощность 25-30 м и представляющей переслаивающиеся кварцевые конгломераты, гравелиты, разнозернистые песчаники и алевролиты.

В конгломератах преобладают гальки кварца (на отдельных участках они составляют до 90% всей гальки, при этом конгломераты плотно упакованы, количество цемента варьирует от 10 до 20%), в породах также присутствуют гальки яшм, графитистых сланцев, подстилающих базальтов. Цемент конгломератов выполнен кварцито-песчаником с хемогенным железисто-кремнистым материалом.

Для исследования с разных участков конгломератовой толщи (по латерали и разрезу) были отобраны кварцевые гальки (размером от 1–3 до 20 см по длинной оси), наиболее полно характеризующие основные кварцевые разновидности обломков толщи (макроскопически различающиеся по степени прозрачности, цвету, количеству минеральных включений). На данной площади кварцевые конгломераты имеют широкое латеральное распространение до 2-3 км^2.

Наиболее чистые на вид разновидности кварцевой гальки (макроскопически напоминающие жильный кварц) содержат минеральные примеси как по трещинкам, так и внутри зерен кварца. Характерной особенностью является то, что кварцевая галька находится как бы в рубашке хлорита. Основной минеральной примесью является мусковит (с повышенным содержанием Fe), кроме того присутствуют кальцит, К-полевой шпат, в качестве акцессорных наблюдаются циркон, рутил, монацит, апатит, титанит, барит, магнетит. Включения микронных размеров (мусковита, К-полевого шпата, кальцита), находящиеся внутри зерен кварца, значительно ухудшают качество кварцевых концентратов, в которых даже после травления в кислотах остаются повышенные содержания основных элементов-примесей (таблица 1).

Учитывая проблематичность получения высокочистых кварцевых концентратов из данного типа кварца, а также сложности в его извлечении из исходных пород, можно считать, что на данном этапе этот тип кварца не перспективен как сырье для получения ВЧК. Вместе с тем низкие содержания B и P позволяют рассматривать возможности использования данного типа кварца для производства ферросилиция высоких марок, если решить проблему извлечения гальки.

Таблица 1. Содержание элементов-примесей в кварцевых концентратах из кварцевой гальки конгломератов, ppm

№ пробы	G-1	G-10	№ пробы	G-1	G-10
Fe	57	36	Zr	0.61	0.24
Ti	6.9	3.5	Mn	0.51	0.42
Al	415	140	B	0.9	2.2
Cu	0.32	0.075	Ni	0.14	0.02
Zn	0.046	0.20	Cr	0.12	0.055
Co	0.054	0.01	Sr	0.13	0.32
Ca	16	28	Ba	3.0	2.2
Mg	12	15	K	208	80
Na	7.7	14	Li	0.047	0.072
Ge	1.2	0.25	P	0.1	0.1
Сумма				729.777	322.662

Анализы выполнены в лаборатории Курчатовского института (г. Москва)

Высококремнистые осадки (силициты) Койкарской структуры представляют собой афанитовые кремнистые и алюмокремнистые породы, которые характеризуются массивной, тонкослоистой, конкреционной текстурой, имеют светло-серый, зеленовато-серый, реже красный или черный цвет. Розоватые, красные оттенки обусловлены присутствием примесей железа (при преобладании окисной формы над закисной), а черный цвет - с присутствием тонкодисперсного графитистого вещества (до 3%). В минеральном составе силицитов преобладает тонкозернистый аморфный халцедон (частично перекристаллизованный в ходе регионального метаморфизма в кварц), в виде основной примеси присутствует К-полевой шпат, а также наблюдаются серицит, альбит, биотит, мусковит, амфибол, карбонаты. В качестве акцессорных минералов выявлено небольшое количество зерен терригенного циркона, встречаются монацит, рутил, ксенотим, пирит, а так же редкие минеральные индивиды группы фергюсита-самарскита (ниобаты). Мощность слоев, сформированных высококремнистыми осадками, в Койкарской структуре составляет около 20 м, при значительном площадном распространении (1-3 км^2).

Однако разнообразие минерального состава, присутствие большого количества минеральных примесей в сложных срастаниях с кварцем, а также присутствие аморфизованного кремнезема не дают возможности получения ВЧК. Кварцевые продукты не удовлетворяют также требованиям к сырью для получения ферросилиция из-за повышенного содержания Al, K и Na.

Таблица 2. Содержание основных примесных компонентов в кварцевом концентрате из силицитов и требования к сырью для производства ферросилиция

Название	Содержание, %							
	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	TiO_2	K_2O	Na_2O	P	B
Std FerroSilicon	<0,20	<0,50	<0,02	<0,02	<0,10	<0,05	<0,003	-
Силицит	0,2	3,9	0,01	0,02	3,6	0,55	0,002	0,0002

На побережье Белого моря установлены залежи пляжно-галечных кварцевых отложений, которые являются уникальным источником кварцевого сырья, поскольку их добыча не требует проведения горных работ и не нарушает экологию. Галечные россыпи образуют пляжи шириной до 30 м и протяженностью до 500 м (мыс Одинчижный и др.). Источником формирования пляжно-галечных россыпей, по всей видимости, являются кварцевые жилы, находящиеся вблизи береговой линии. Часть таких жил обнаружена в районе Кювиканды и Пежострова.

Кварцевая галька в целом на 47% представлена белым и светло-серым полупрозрачным, в том числе гранулированным кварцем с довольно высоким коэффициентом светопропускания (в

среднем 60-70%). Остальной галечный материал - это кварц с включениями минералов, непрозрачные и окрашенные разности. Основные минеральные примеси представлены мусковитом, биотитом, кальцитом, плагиоклазом, в качестве акцессорных чаще встречается апатит. В основном галька сложена среднезернистым кварцем с гетерогранобластовой структурой и деформационной микроструктурой, иногда наблюдается мозаичная структура с изрезанными лапчатыми контурами

Таблица 3. Содержания элементов-примесей в кварцевых концентратах из кварцевой гальки (мин-макс/среднее)

Название/кол-во проб		Одинчижный/11	Двинская Губа/4	Лодейная Губа/3
Элементы, ppm	Al	21-140 66,1	18-68 46	28-63 45
	Fe	1,4-31 7,1	4,4-11,2 8,3	3,7-6,5 4,9
	K	8,25-21,5 13,54	2,25-27,9 16,7	5,7-20 14,2
	Na	0,5-16,5 10,6	15,7-26,2 19,3	14,5-32 24
	Ti	5-30 22,3	5-30 13,7	8,3-10 9,4
	Li	0,05-0,65 0,25	0,05-0,18 1	0,43-1 0,68
	Ca	0,5-28,3 8,1	23,6-100 52,7	16,2-75 37,7
	Mg	0,35-2,5 1,25	1,75-7,25 4,2	1,35-2,2 1,9
	Cu	0,1-2 0,27	0,1	0,1-1 0,4
	Cr	0,5	0,5	0,5-1 0,7
	Mn	0,1	0,1-1,7 0,8	0,1-1 0,4
	Ni	0,2-0,5 0,25	0,2	0-0,2 0,13
Сумма, ppm		74,35-191,95 130,33	118,88-188,1 162,7	122,9-154,4 139,56

Анализы выполнены в лаборатории ВНИИСИМС (Александров)

Кварцевые концентраты после предварительного обогащения (магнитная сепарация, обработка в HCl) из кварцевой гальки, взятой на разных участках ее локализации, варьируют в незначительных пределах по суммарным содержаниям элементов-примесей и концентрациям отдельных элементов (таблица 3).

В целом данный кварц (белые, светло-серые и прозрачные разности) может рассматриваться как перспективное кварцевое сырье. Возможности использования кварцевой гальки побережья Белого моря для производства ВЧК определяются необходимостью подбора соответствующих технологий глубокого обогащения с учетом необходимости сортировки гальки.

Таким образом, из рассмотренных нетрадиционных типов кварцевого сырья наиболее перспективными являются кварцевые гальки побережья Белого моря.

Работа выполнена при поддержке Программы Президиума РАН 27-9.

КИНЕТИКА РАСТВОРЕНИЯ ЗОЛОТА В ОБЛАСТИ ВЫСОКОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ ЦИАНИДА НАТРИЯ

А.В. Евдокимов, Г.И. Войлошников, О.Д. Хмельницкая, В.М. Муллов

ОАО “Иргиредмет”, Россия, г. Иркутск, e-mail: evdokimov.87@mail.ru

Интенсивное цианирование широко применяется как альтернативный метод переработки гравитационных концентратов. В настоящее время в мировой практике на золотодобывающих предприятиях для извлечения золота из гравиоконцентратов применяют установки интенсивного цианирования «Gekko», «Acacia» (Австралия) и ОАО “Иргиредмет” (Россия). Процесс интенсивного цианирования основан на использование высоких концентраций цианида, щелочи, окислителя (кислорода) или реагента-ускорителя. Несмотря на широкое применение данного процесса на производстве, теоретических исследований по изучению влияния высоких концентраций цианида натрия на процесс растворения золота не проводили.

В данной работе представлены результаты исследований по изучению кинетики растворения металлического золота в крепких цианистых растворах с использованием метода вращающегося диска. Для интенсификации процесса растворения золота применяли реагенты-ускорители Российского и зарубежного производства. Установлены основные физико-химические закономерности растворения золота (порядок реакции, константа скорости растворения золота, энергия активации) с использованием различных реагентов-ускорителей. Показана эффективность их применения для растворения золота в области высоких концентраций цианида натрия. В присутствии добавок скорость растворения золота возрастает в 3-30 раз. Из числа исследованных реагентов определен наиболее эффективный NBA-A, который характеризуется низкой стоимостью (по сравнению с зарубежными аналогами) и имеет промышленное производство. На основании экспериментальных данных определены пути интенсификации процесса растворения золота из гравиоконцентратов.

ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ФРАКЦИЙ ПРИ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

А.И. Едильбаев, К.Ш. Чокин, В.С. Музгина

ТОО «Горное бюро», Республика Казахстан, г. Алматы

Железорудные месторождения, разведанные в последнее десятилетие в Казахстане, относятся к магнетитовым и титаномагнетитовым с низким содержанием железа. Поэтому исследование и создание новых эффективных методов обогащения сильномагнитных низкокачественных руд является весьма актуальным и важным для дальнейшего развития минерально-сырьевой базы черной металлургии.

ТОО «Горное бюро» накоплен опыт строительства обогатительных модулей при освоении новых месторождений, который показывает, что в условиях Республики Казахстан внедрение технологий сухого обогащения имеет хорошие перспективы по следующим причинам:

- в ряде регионов страны наблюдается дефицит водных ресурсов, необходимых для функционирования установок мокрого обогащения; кроме того, для сухих методов обогащения нет необходимости строительства дорогостоящих хвостохранилищ;
- сухие продукты разделения (концентраты и хвосты) имеют более высокую коммерческую ценность, чем мокрые;

- возможна реализация круглогодичной переработки полезных ископаемых, поскольку технология сухого обогащения технически может быть реализована в широком диапазоне как плюсовых, так и минусовых температур, которые характерны для климатических условий страны;
- возможность создавать мобильные модульные установки для разработки труднодоступных мелких месторождений при производительности от 10 до 300 тыс. т. в год по горной массе.

Учитывая вышесказанное, в ТОО «Горное бюро» разрабатывается новый подход к проблеме сухой магнитной сепарации, который заключается в магнитном разделении тонкоизмельченной сильномагнитной руды, представленной в виде пылевоздушной смеси.

При перемещении тонкодисперсных сухих материалов целесообразно использовать воздушный пневмотранспорт, когда руда транспортируется в виде пылевоздушной смеси. Поэтому представляет интерес исследование поведения такой аэросмеси в магнитном поле. Проведенные теоретические и экспериментальные исследования поведения аэросмеси в устройстве с цилиндрическим магнитным полем позволили разработать новый способ магнитной сепарации[1] для повышения эффективности процесса сепарации тонких классов руды и избирательности сепарации по магнитным свойствам частиц.

Магнитная сепарация частиц производится из пылевоздушной смеси, которая с постоянной скоростью вдувается в сепарируемое неоднородное магнитное поле на размещенный здесь изогнутый отражатель. При этом под действием центробежной силы, вектор которой имеет отрицательную проекцию на направление вектора магнитной силы, частицы постоянно прижимаются к внутренней криволинейной поверхности отражателя, вследствие чего она своей формой задает им одинаковую траекторию движения в сепарируемом пространстве. В этом случае частицы, имеющие величину магнитной восприимчивости выше некоторого значения, зависящего от величин центробежной и магнитной сил, противодействующих друг другу, извлекаются из общего потока в магнитный продукт.

Предварительно тонкоизмельченный материал разрыхляется и разделяется на отдельные частицы в устройстве для создания пылевоздушной смеси.

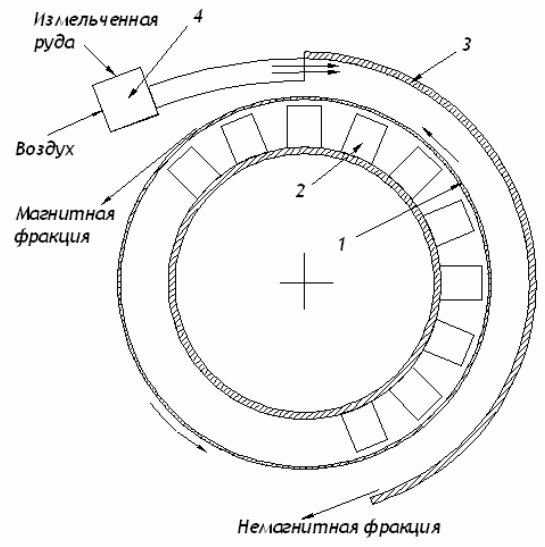
Этот способ сухой магнитной сепарации может быть реализован в магнитном сепараторе для разделения сыпучего материала, который включает вращающийся барабан из немагнитного материала с размещенной внутри неподвижной магнитной системой; отражатель, окружающий барабан, внутренняя поверхность которого является поверхностью с образующей, параллельной оси барабана, и устройство для получения пылевоздушной смеси, которая через плоское сопло направляется в пространство между барабаном и отражателем (рисунок).

Было исследовано влияние плотности и размера частиц на условия сепарации аэросмеси. Полученные экспериментальные данные позволили сделать следующие выводы:

- плотность частиц практически не влияет на сепарирующие характеристики исследуемой системы;
- при магнитной сепарации частиц размером более 10 мкм данная система сохраняет свои постоянные сепарационные способности для частиц в рассматриваемом диапазоне размеров.

Таким образом, можно считать установленным, что для исследуемой системы характерной особенностью является слабая зависимость сепарационных свойств устройства. Поэтому, только зависимости вида $\chi=f(V, B_r)$, где V – скорость, с которой необходимо вдувать пылевоздушную смесь в аэросепаратор для извлечения частиц руды, обладающих удельной магнитной восприимчивостью χ, для данного значения остаточной индукции B_r, определяют характеристики системы.

[1] Чокин К.Ш., Едильбаев А.И., Югай В.Д. Способ магнитной сепарации и устройство для его осуществления. Заявка № 200901207/26 от 28.09.2009 на евразийский патент.



1 – вращающийся барабан из немагнитного материала;

2 – расположенная внутри барабана магнитная система;

3 – отражатель;

4 – устройство для получения пылевоздушной смеси из измельченной руды, которая подлежит магнитному обогащению.

Рисунок. Схема предлагаемого аппарата для сухой магнитной сепарации

С практической точки зрения удобнее работать с обратной зависимостью $V=f(\chi,B_r)$, т.е. для данного значения остаточной индукции B_r определять скорость, с которой необходимо вдувать пылевоздушную смесь в аэросепаратор для извлечения частиц руды, обладающих удельной магнитной восприимчивостью более или равной χ.

Проведенные расчеты позволяют заключить, что исследуемая система показывает высокие сепарационные возможности для извлечения магнитных частиц размером менее 100 мкм при аэросепарации.

Для проведения опытно-промышленных испытаний сухой магнитной сепарации был спроектирован и изготовлен магнитный аэросепаратор полупромышленного масштаба производительностью 6 тонн исходной руды в час, шириной рабочей зоны 0,5 м и диаметром барабана 0,30 м. Магнитная система набиралась из отдельных Nd-Fe-B магнитов размером 80x30x15 мм^3.

Проведенные опытно-промышленные испытания сухого обогащения титаномагнетитовой железной руды Масальского месторождения показали, что применение магнитного аэросепаратора полупромышленного масштаба производительностью 6 тонн исходной руды в час позволило получить концентрат с содержанием Fe = 65% из исходной руды с содержанием Fe = 15,7%.

ПРИМЕНЕНИЕ ОБОГАЩЁННЫХ СЕРПЕНТИНИТИЗИРОВАННЫХ КОМАТИИТОВ ДЛЯ ФУТЕРОВКИ ПЕЧЕЙ

А.С. Завёрткин, П.В. Фролов

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

Магнезиальносиликатные футеровочные материалы широко применяются в промышленных печах [1].

В качестве заполнителя огнеупорных бетонов (ОБ) были выбраны порошки крупного, мелкого и тонкого помола, приготовленные из магнезиальносиликатных пород Хаутаварского месторождения Республики Карелия. Для связки использовался

портландцемент, высокоглинозёмистый цемент, жидкое стекло, периклазовый цемент и ортофосфорная кислота. Смеси готовили на воде или применяли растворимое стекло, используя в качестве отвердителя кремнефтористый натрий. Применяемые заполнители и вяжущие не должны образовывать легкоплавкие эвтектики при температурах службы бетона. Минимальную усадку бетона регулировали зерновым составом огнеупорного заполнителя с целью создания жёсткого каркаса из зёрен заполнителя.

Строительная прочность ОБ на жидком стекле обусловливается положительными силами капиллярной контрактации. Величина этих сил зависит от поверхностных и межфазных свойств, капиллярной структуры, количества жидкой фазы, твёрдости и прочности заполнителя.

Для проведения исследований были отобраны магнезиальносиликатные пробы (Х-014, Х-015, Х-016, Х-030, Х-031), представленные перидотитовыми коматиитами. Содержание оксида магния в пробах составляет, в мас %: 29,58 и 27,66 соответственно. Перидотитовые коматииты серпентинизированы. Породы в целом однородные, зеленовато-синевато-серые, с поверхности до коричневато-бурых, тонкозернистые массивные, с зонами карбонатизации

Минеральный состав серпентинитов (по отобранным пробам): серпентин – 16–30 %, хлорит – 28–40 %, тремолит – 33–50 %, оливин, магнетит, пентландит, хромит. Средний химический состав проб в масс % следующий: 42,13 SiO_2 ; 2,28 TiO_2,; 5,32 Al_2O_3; 3,54 Fe_2O_3; 5,5 FeO; 0,18 MnO; 28,63 MgO; 4,5 CaO; 0,085 Na_2O; 0,025 K_2O; 0,09 P_2O_5; 0,14 NiO; 7,36 п.п.п.

Были проведены исследования по получению ОБ из проб с максимальным содержанием оксида магния.

Основными составляющими полученного бетона являются: форстерит, периклаз и магнезиоферрит. Остальные примеси не учитывались, так как они содержатся в небольшом количестве и не оказывают значительное влияние на свойства ОБ.

При проведении анализа химического состава сырья магнезиальносиликатных пород (оливинит, дунит, серпентинит и тальк) для производства ОБ можно сделать вывод о том, что лучшим из них следует считать оливинит, затем дунит и серпентинит.

Применение серпентинита для получения форстеритовых ОБ требует, на наш взгляд, предварительного брикетирования с дополнением периклаза, каустического или металлургического магнезита. Проведенные нами исследования показывают возможность получения ОБ из магнезиальносиликатных пород Карелии. Был проведен подбор оптимального зернового и химического состава ОБ. В качестве добавки для улучшения свойств бетона применяли периклаз (периклазовый цемент). Образцы прессовали на прессе ПГ - 100, давление прессования составляло 40 Мпа. Образцы сушили при температуре 120^0С в течение 3 ч. и обжигали при температуре 900, 1100, 1200^0С. Качество образцов оценивали по их прочности, приобретаемой в процессе сушки и обжига и по степени разупрочнения в интервале температур 900 — 1200^0С. После сушки наибольшую прочность имели образцы, приготовленные из пробы Х — 014, с зерновым составом породы 0 — 3 мм. Наибольшую потерю прочности после обжига имели образцы с жидким стеклом. Образцы с ортофосфорной кислотой, приготовленные из проб Х — 014 и Х - 030 имели наименьшую потерю прочности и оставались наиболее прочными, предел прочности при сжатии этих образцов превышал 40МПа.

Эксперименты показали, что составы ОБ из проб Х – 014 и Х – 030 с дополнениями периклаза на ортофосфорной кислоте наиболее прочные (износоустойчивые), соответствующие требованиям.

Список использованных источников

1. Степанова И.А., Брон В.А., Перепелицын В.А. Некоторые особенности взаимодействия окислов железа с магнезиальносиликатными огнеупорами // Взаимодействие огнеупоров с металлами и шлаками. Вып. 14, Л,1973, с.76-83.

РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЦИНК-ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

Л.А. Киенко, О.В. Воронова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: kienkola@rambler.ru

На Юго-западе Приморья расположен крупнейший в России по запасам флюорита Вознесенский Рудный район (ВРР), являющийся сырьевой базой Ярославской горнорудной компании, производящей до 85% флюоритового концентрата от общего объёма его производства в стране. Руды месторождений ВРР являются комплексными: с флюоритом ассоциируют редкие элементы, на отдельных участках можно выделить зоны с довольно высоким содержанием цинка и олова.

По мере отработки месторождения на глубину наблюдается снижение содержания флюорита и повышение содержания кальцита, что обусловлено уменьшением степени замещения известняков рудой и ослаблением экзогенного выветривания реликтов известняка. Соотношение содержания в руде флюорита и кальцита, обладающих близкими физико-химическими свойствами, как известно, оказывает существенное влияние на результаты обогащения. Помимо объективных причин ухудшения объёма добычи качественных руд, сложная экономическая ситуация последних лет привела к существенному сокращению работ по вскрыше и добыче руды на карьере. В результате на предприятии наблюдается тотальный дефицит сырья для обеспечения стабильного выпуска марочных флюоритовых концентратов.

Начиная с 2002 года на обогатительной фабрики компании, наряду с переработкой флюоритового сырья, запущена линия по обогащению цинк-флюоритовых руды. Основными ценными минералами этих руд являются сфалерит (1,5-3,5%) и флюорит (12-23%). Кроме того, они содержат пирит, пирротин, карбонаты, кварц, магнетит. При этом действующая технология, разработанная в восьмидесятые годы прошлого столетия институтом СибцветметНИИпроект, предусматривает извлечение исключительно цинка, флюорит в полном объёме сбрасывается в отходы.

Проведённые нами минералогические исследования, анализ технологических и физико-химических свойств руды, состава жидкой фазы пульпы позволил установить, ряд факторов, указывающих на возможность получения наряду с цинковым концентратом качественного флюоритового продукта:

- содержание в них CaF_2 (до 23%) сопоставимо с содержанием в собственно флюоритовых рудах. В последние годы предприятие перерабатывает бедные высококарбонатные руды с содержанием 24-28% CaF_2 и до 25% $CaCO_3$;
- карбонатный модуль ($M_k = \alpha_{CaF_2} / \alpha_{CaCO_3}$) имеет значение 1,5-2,8, что в основном выше, чем во флюоритовых рудах текущей переработки;
- исходный материал уже подготовлен по крупности, что имеет особо важное значение: для всех руд месторождения характерна исключительно тонкая вкрапленность минералов, требующая измельчения до 85-95% класса – 0,044 мм. Затраты на измельчение руд в связи с этим весьма значительны и могут составлять до 50% общих затрат обогатительного передела.
- зёрна флюорита достаточно хорошо обособлены, что предопределяет возможность концентрации их в соответствующий продукт.

Изучение возможности использования цинк-флюоритовых руд в качестве сырьевого источника для производства флюоритового концентрата проводилось по двум направлениям:

1. Извлечение флюорита из отходов цинковой флотации;

2. Флотация флюорита в голове процесса с последующим извлечением сфалерита.

Первый вариант предусматривает комплекс операций по кондиционированию жидкой фазы пульпы после цикла цинковой флотации. Основная цель этих операций – нейтрализация избытков катиона кальция, привнесённых известью, используемой для создания pH среды в цинковой флотации. В ходе исследований был подобран оптимальный набор реагентов, обеспечивающих эффективное связывание катионов Ca^{2+} и не оказывающий отрицательного действия на операции флюоритового цикла. Флотация флюорита осуществлялась с использованием собирателей из группы жирных кислот при pH 8,9-9,1. Схема цинкового цикла включала в себя основную флотацию и 1-3 перечистки цинкового концентрата; черновой флюоритовый концентрат проходил 6 перечисток, что соответствует их числу в существующей схеме переработки флюоритовых руд. В полученные концентраты, содержащие 89-91% CaF_2 извлекалось до 63% флюорита. Повышение содержания CaF_2 в концентратах до 92-93% сопровождается снижением извлечения на 8-12% и более.

Таблица. Результаты обогащения цинк-флюоритовых руд с использованием двух различных технологических схем

Наименование продукта	Выход, %	Содержание,%			Извлечение,%		
		Zn	CaF_2	$CaCO_3$	Zn	CaF_2	$CaCO_3$
Схема с извлечением флюорита из хвостов цинковой флотации							
Zn концентрат 2-й перечистки	**3,49**	**52,83**	**1,07**	**2,30**	**79,22**	**0,22**	**0,79**
2-й Zn промпродукт	0,51	14,48	9,78	12,08	3,13	0,30	0,61
Zn концентрат 1-й перечистки	**4,00**	**47,91**	**2,19**	**3,55**	**82,35**	**0,52**	**1,40**
1-й Zn промпродукт	3,93	2,12	16,17	11,06	3,51	3,75	4,27
Слив сгущения	2,96	0,43	16,85	10,96	0,54	2,93	3,18
Флюоритовый концентрат	**10,78**	**0,38**	**91,34**	**0,98**	**1,72**	**57,98**	**1,04**
5-6-й флюоритовый промпродукт	1,37	1,71	56,08	9,08	0,99	4,52	1,22
Флюоритовый концентрат 4-й перечистки	12,15	0,53	87,35	1,90	2,71	62,5	2,26
1-4-й флюоритовый промпродукт	25,81	0,46	13,33		4,96	20,22	49,67
Хвосты	51,15	0,35	3,35	7,82	7,54	10,09	39,23
Руда	100,00	2,38	16,98	10,19	100,00	100,00	100,00
Схема с извлечением флюорита в голове процесса							
Флюоритовый концентрат	**12,58**	**0,4**	**90,74**	**2,4**	**2,17**	**65,39**	**3,16**
3-5-й флюоритовый промпродукт	5,09	1,74	37,37	22,65	3,82	10,90	12,08
Слив сгущения	5,42	1,44	8,24	9,14	3,37	2,56	5,19
Цинковый концентрат	**3,42**	**45,65**	**2,23**	**5,12**	**67,36**	**0,44**	**1,83**
4-й Zn промпродукт	1,22	11,14	5,17	24,03	5,86	0,36	3,07
1-3-й Zn промпродукт	11,91	1,36	9,28	23,38	7,0	6,33	29,19
Хвосты	60,36	0,4	4,06	7,19	10,42	14,04	45,47
Руда	100,00	2,32	17,46	9,54	100,00	100,00	100,00

Извлечение флюорита в голове процесса (второй вариант схемы) не требует столь кардинальной корректировки солевого и кислотно-щелочного состава жидкой фазы пульпы для последующего перехода в цинковый цикл. Вместе с тем, используемые в качестве собирателя флюорита жирные кислоты имеют довольно широкий спектр действия, могут легко адсорбироваться на минералах разной природы, что будет оказывать влияние на уровень селективности флотации. Кроме того, в существующей классификации природной гидрофобности минералов флюорит располагается ниже сфалерита, что указывает на определённую теоретическую обоснованность рассмотренной в первом варианте последовательности флотации. Эксперименты по извлечению флюорита в голове технологического цикла показали, что процесс флотации флюорита в стандартном режиме проходит вполне эффективно. В концентраты, содержащие 90,2-91,8% CaF_2, по схеме с пятью-шестью перечистками чернового концентрата в открытом цикле обогащения удаётся

извлечь до 65-67% флюорита. Последующая флотация сфалерита осуществлялось после сгущения и сброса основной массы жидкой фазы пульпы. Негативное влияние остаточных концентраций реагентов флюоритового передела, как и прогнозировалось, явилось причиной заметного снижения показателей обогащения сфалерита: выход пенного продукта основной флотации был существенно выше, чем в схеме с извлечением сфалерита из исходной руды. Соответственно пониженная степень концентрации цинка предопределяла более развитую сеть перечисток с жёстким режимом и неизбежными потерями цинка. Полученные концентраты содержали 46,7-45,4% цинка при извлечении его 62,5-67,3%.

В таблице представлены результаты комплексного обогащения пробы руды по каждому из исследуемых вариантов технологической схемы в оптимальном режиме. Флюоритовый концентрат, полученный из хвостов цинковой флотации, содержит 91,34% CaF_2; извлечение в него флюорита составляет 57,98%. Качественный цинковый концентрат удаётся получить уже при однократной перечистке пенного продукта основной флотации (47,91% Zn с извлечением сфалерита 82,35%). Суммарное извлечение компонентов по этой схеме составляет 140,33%.

По схеме флотации флюорита в голове процесса извлечение CaF_2 в качественный марочный концентрат возросло до 65,39%. Однако показатели по цинку существенно снизились: извлечение в концентрат невысокого качества (45,65% Zn) составило лишь 67,36%. Общее извлечение при этом заметно ниже, чем по первому варианту схемы – 132,75%.

Таким образом, в результате исследований установлена возможность повышения комплексности переработки цинк-флюоритовых руд Приморских месторождений. Оба рассмотренных варианта технологии позволяют получить качественные флюоритовый и сфалеритовый концентраты. Вывод о наиболее перспективном варианте схемы может быть сделан после более детального изучения технологических свойств руд, стабильности работы каждой из схем в замкнутом цикле и их технико-экономической оценки.

ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ТРУДНООБОГАТИМЫХ УПОРНЫХ РУД ЗОЛОТА

С.М. Кожахметов[1], Н.С.Бектурганов[2], С.А. Квятковский[1]

[1] АО «ЦНЗМО», Республика Казахстан, г. Алматы
[2] АО «ННТХ «Парасат», Республика Казахстан, г. Астана

Одним из актуальных направлений научно-исследовательских работ в области золотодобывающей отрасли является разработка и освоение эффективных технологий переработки труднообогатимых, так называемых «упорных» и «особо упорных» к вскрытию коренных руд золота на стадиях их обогащения и металлургической переработки. Такие НИР и НИОКР проводятся во многих странах мира, они очень перспективны для Казахстана, где более половины подтвержденных запасов золота находится в упорных рудах, практически не используемых в настоящее время в золотодобывающей отрасли республики.

В связи с этим в Республике Казахстан в 2011 году была утверждена Целевая программа «Научное технологическое сопровождение интенсификации производства золота в Республике Казахстан на 2011-2014 годы». Данная программа, наряду с крупными НИР и НИОКР в области развития минерально-сырьевых ресурсов, добычи и обогащения коренных руд золота, предусматривает проекты, направленные на разработку принципиально новых технологий переработки особо упорных руд, обеспечивающих существенное повышение извлечения благородных металлов из труднообогатимого сырья.

Одним из таких направлений является прямая пирометаллургическая плавка золотосодержащего сырья с концентрацией основного количества золота и серебра в сульфидном

штейновом расплаве. В полупромышленном и промышленном масштабах была испытана электроплавка золото-мышьяковых концентратов и были определены основные технологические параметры процесса [1, 2]. Однако при этом общее извлечение золота и серебра невысоко из-за уже допущенных значительных потерь металлов при обогащении упорных руд.

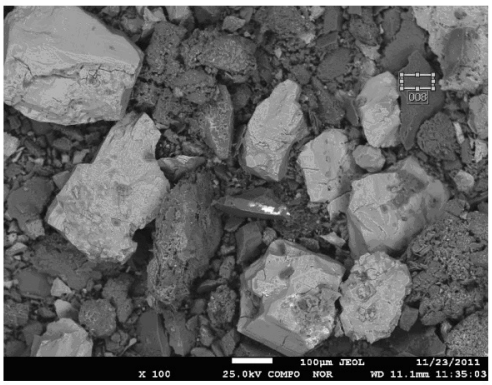
В связи с этим в данном докладе будут коротко изложены основные результаты прямой пирометаллургической плавки упорной коренной руды месторождения Жолбарысты, находящегося в Сузакском районе Южного Казахстана [3][*].

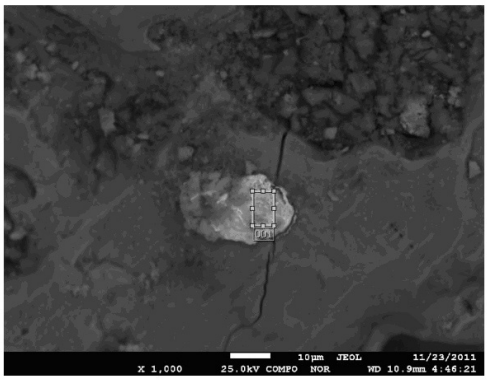
Химический состав исследуемой руды был следующим, мас.%: SiO_2 – 57,6; Cu – 0,27; Fe – 13,1; CaO – 0,27; Al_2O_3 – 5,3; S – 12,55; As – 0,1; Au – 6,8 г/т; Ag – 66,1 г/т.

На первом этапе исследований «упорных» и «особо упорных» коренных руд золота необходимо было детально изучить их структурные, минералогические особенности и термические процессы, протекающие при нагреве до высоких температур. Так, выполненный минералогический анализ руды Жолбарысты показал наличие в руде следующих минералов: α-SiO_2 (основная составляющая), $CaCO_3$, гетит $HFeO_2$, пирит FeS_2 и отдельные зерна мусковита и альбита.

Рентгенофазовым анализом был определен следующий фазовый состав руды,%: SiO_2 – 55; FeS_2 – 18; $KAlSi_3O_8$ (кальциевый полевой шпат) – 20,7 и другие составляющие.

Изучение форм содержания золота, выполненное на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL (Япония), показало, что золото в руде регистрируется преимущественно в пиритах, а руда месторождения Жолбарысты относится к классу «упорных» к вскрытию.





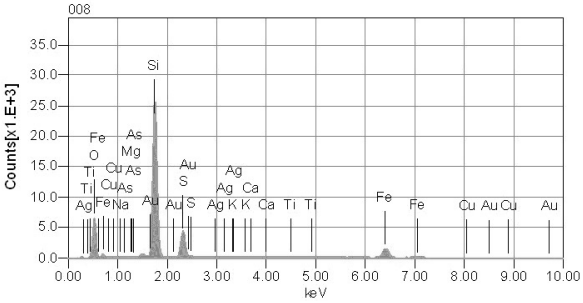


Рисунок 1. Данные рентгеноспектрального микроанализа с участка 8 пробы месторождения Жолбарысты

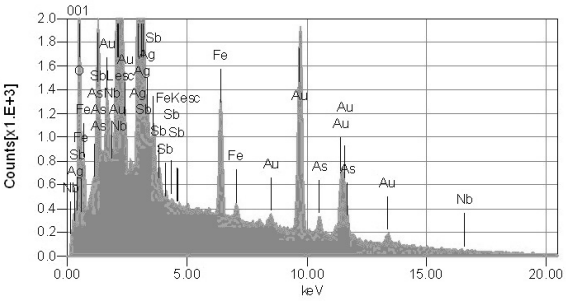


Рисунок 2. Данные рентгеноспектрального микроанализа с участка пробы месторождения Жолбарысты

На рис. 1 видны частицы пирита в виде более светлых частиц, содержащих основное количество золота. Отдельно детально исследованы светлые частицы, состав которых в основном представлен минералом электрум, содержащий 41,18% Au и 27,80% Ag (рис. 2).

[*] В работе в качестве исполнителей принимали участие: Есетов У.Е., Джумабаева З.Ш., Джанысбаев Б.Ш., Ким Л.П., Коковешникова Т.А., Квятковская М.Н.

На втором этапе работы изучался процесс прямой плавки исследуемой руды в лабораторных условиях.

Лабораторные тигельные плавки исследуемой руды проводились в высокотемпературной камерной печи HTC 08/16 Nabertherm GmbH (Германия) в интервале температур 1400-1500 ^{0}C в атмосфере воздуха с добавкой к руде от 26,9 до 38,14 CaO и 1,72-2,03% кокса с расчетом получения шлаков, содержащих 45-55 SiO_2.

В таблице приведены выходы и составы полученных штейнов и шлаков.

Таблица. Химические составы штейнов и шлаков опытных тигельных плавок руды месторождения Жолбарысты при 1500 ^{0}C на шлаки, содержащие 44,1-57,7% SiO_2

Опытные плавки	Химический состав продуктов плавок, мас.%											
	штейна						шлака					
	Au, г/т	Ag, г/т	Cu	As	Fe	S	Au, г/т	Fe	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3
1	24,4	322	10,5	0,43	41,4	32,1	0,2	2,9	44,1	29,02	0,4	7,2
2	25,6	338	9	0,43	45	32,6	н/о	2,5	47	33,12	<0,1	8,8
3	25,6	319	11,3	0,45	39,2	29,8	н/о	2,2	57,7	23,8	1,0	7,2

Выходы продуктов опытных плавок от веса шахты находились в пределах: шлака – 61,44-73,70%, штейна – 13,14-17,86%. В условиях опытных плавок при 1500 ^{0}C происходило хорошее разделение расплава на шлаковые и штейновые фазы.

Опытные плавки показали, что золото практически полностью концентрируется в штейновых расплавах, так как во многих шлаках химическим анализом его не обнаружено. При этом получение бедных по меди (9,0-11,3%) железистых штейнов обеспечивается штейнообразующими компонентами исследуемой руды.

В принципе такие штейны могут быть переработаны на медеплавильных заводах в качестве золотосодержащих флюсов при конвертировании основных медных штейнов на черновую медь с извлечением золота и серебра по существующей технологии при электролитическом рафинировании меди.

Полученные штейны могут быть также переработаны с использованием существующих гидрометаллургических технологий, среди которых большое преимущество имеет способ электромембранного оксигидрохлорирования с получением катодного золота. При этом предварительными расчетами показано, что сквозное извлечение золота из руды в катодный металл по схеме «пироселекции-оксигидрохлорирование» составит 90-93%.

В настоящее время данная работа продолжается с целью исследования других «упорных» руд золота, в частности, планируется изучение процесса применительно к «особо упорным» углисто-мышьяковистым коренным рудам Казахстана типа месторождений Бакырчик, Большевик, Глубокий лог, Кварцитовые горки и др.

Список использованных источников

1. Омаров С.М., Кожахметов С.М., Омарова Н.С. и др. Электроплавка на металлизированный штейн как способ извлечения благородных металлов из упорных золото-мышьяковистых концентратов //Цветные металлы. – 2004. – №4. – С. 49-51.
2. Ин. пат. 69394 РК. Способ переработки золото-мышьяковистых концентратов /Омаров С.И., Кожахметов С.М., Омарова Н.С. и др.; опубл. 25.03.2008.
3. Ин. пат. 25568 РК. Способ переработки золотомышьякового сырья /Кожахметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А.; опубл. 15.02.2012, Бюл. №2.

БЕСЦИАНИДНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ УПОРНОЙ РУДЫ КАЗАХСТАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

А.К. Койжанова, Е.И. Пономарева, Л.Л. Осиповская, М.Б. Ерденова

АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», Республика Казахстан, г. Алматы

Гидрометаллургия благородных металлов из руд заключается в выщелачивании их различными растворителями и представляет собой сложный гетерогенный процесс перевода в раствор растворимых солей или их комплексов [1, 2]. Из упорных руд (сульфидных или карбонатных марганцевых руд) золото и серебро можно извлекать выщелачиванием соляной и серной кислотами в присутствии MnO_2 и восстановителя [3]. Для улучшения процесса выщелачивания в раствор вводят ионы Cl^-. Для регенерации HCl используют пирогидролиз $MnCl_2 \cdot H_2O$, при котором HCl отгоняется, а MnO_2 выпадает в твердую фазу.

Для проведения исследований взяты пробы руды Акбакайского месторождения. Химический состав исходной руды, г/т: 5,6 Au; 3,8 Ag, а также,%: SiO_2 – 56,8; Al_2O_3 – 11,5; Fe_2O_3 – 6,7; CaO – 0,51; MgO – 1,98; S – 1,2; As – 0,65; Sb – 12,5; Cu – 0,10; Zn – 0,016; Co, Ni < 0,001%.

Месторождение относится к кварцево-жильному типу. На месторождении выявлено несколько золотоносных жил. Из них жила «Главная» по своим параметрам и продуктивности превосходит все вместе взятые и определяет ценность объекта в целом.

Исходя из этих данных, можно считать, что руда характеризуется как силикатная со значительным содержанием глинозема.

Основными составляющими пробы являются: кварц α - SiO_2, альбит $NaAlSi_3O_8$, мусковит $KAl_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$ или парагонит $NaAl_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$ в виде мелких чешуек, кальцит $CaCO_3$, минерал группы амфиболов – роговая обманка $Ca_2Na(Mg,Fe)_4(Al,Fe)[(Si,Al)_4O_{11}]_2(OH)_2$, анатаз TiO_2, гидроокислы железа, много тонкодисперсного материала, халькопирит $CuFeS_2$, пирит FeS_2, предположительно галенит PbS или аргентит Ag_2S, в отраженном свете фаза белая с низкой твердостью, предположительно арсенопирит FeAsS.

Эксперименты по лабораторным исследованиям бесцианидного выщелачивания проводили агитационным способом усредненной пробы упорной руды жилы «Главная» после ее дробления до 0,071 мм.

Опыты проводились в следующих условиях: при соотношении Т:Ж=1:5, температура – 20 °С, при скорости перемешивания 250 об./мин, времени контакта фаз 8 часов. В качестве растворителей золота использовалась серная кислота с концентрацией 5 г/дм^3, содержащая $FeCl_3$, $Fe_2(SO_4)_3$, NaCl, $CS(NH_2)_2$ в разных концентрациях. Результаты экспериментов приведены в таблице.

Таблица. Зависимость извлечения золота (масс.%) от вида и концентрации растворителя

Растворитель	Извлечение,%		
	Концентрация растворителей, г/дм^3		
	1,0	2,5	5,0
Тиомочевина	35,0	40,9	50,7
$FeCl_3$ (5 г/дм^3) в присутствии тиомочевины	50,5	65,5	70,0
$Fe_2(SO_4)_3$ (5 г/дм^3) в присутствии тиомочевины	49,5	56,8	60,9
NaCl (150 г/дм^3) в присутствии тиомочевины	37,6	41,7	50,9
$FeCl_3$ (5 г/дм^3) в присутствии тиомочевины NaCl (C_{NaCl} - 150 г/дм^3)	20,5	25,8	30,2

Максимальное извлечение золота в отсутствии окислителя (таблица) наблюдается при использовании тиомочевины 5,0 г/дм^3 – 50,7%.

При использовании в качестве растворителя $FeCl_3$ (5,0 г/дм^3) в присутствии тиомочевины (5,0 г/дм^3) извлечение составило 70,0% Au. Применение раствора хлорида натрия 150 г/дм^3 в присутствии окислителя – хлорного железа, позволило извлечь 30,2% Au максимально при концентрации $FeCl_3$ (5 г/дм^3).

Физико-химические исследование упорной золотосодержащей руды, выщелоченнй сернокислым раствором в присутствии окислителей с помощью электронной микроскопии, показало наличичие более однородной структуры рудного материала, а также наличие золота, ассоциированного с мышьяком и железом (по-видимому, с пиритом и арсенопиритом). В исходной пробе (а) и в кеке (б) после выщелачивания серной кислотой отмечены атомы кислорода, которые способствуют растворению металлов.

На основании полученных результатов можно предполагать, что многовалентные катионы способствуют повышению активности и подвижности других ионов, присутствующих в растворе. Очевидно, Fe^{+3} и Al^{+3} ускоряют процесс растворения, как меди, так и пустой породы, и улучшают показатели извлечения. При выщелачивании руды появляются новообразования силикатных, алюмосиликатных и карбонатных форм, что является результатом частичной перекристаллизации минералов.

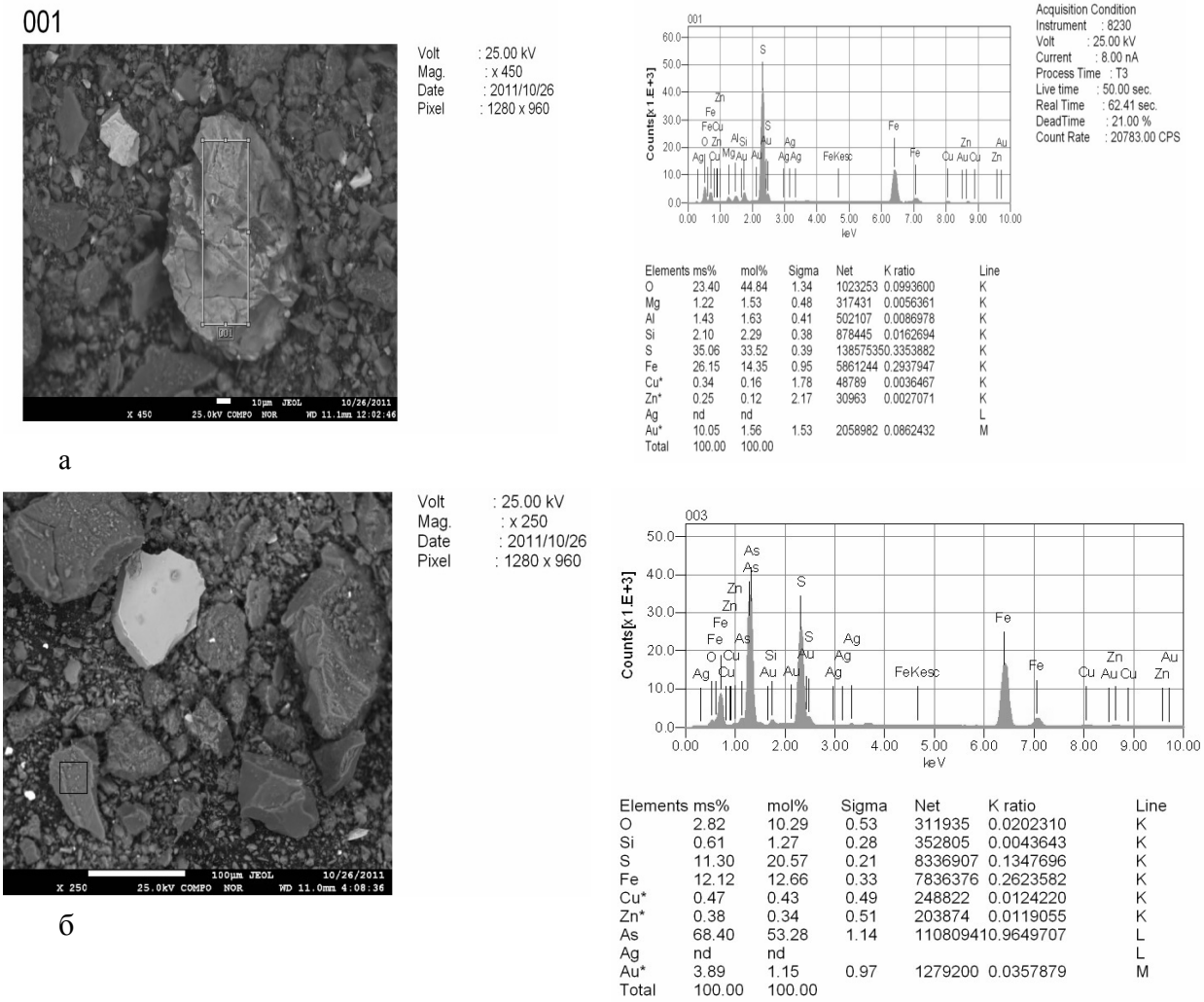


Рисунок. Электронно-микроскопические структуры поверхности исходной пробы руды (а) и кека после выщелачивания серной кислотой (б)

В качестве общего описания структуры поверхности исходной руды можно выделить следующее: в исходной пробе (а) структура поверхности была плотной, а в кеке (б) более рыхлая, что говорит, можно кеки повторно выщелочить с извлечением металлов.

Исследования показали, что введение указанных растворителей в раствор серной кислоты интенсифицирует процесс выщелачивания золота.

Список использованных источников

1. Кофман В.Я., Хоменко Л.Е. Кучное выщелачивание золота и серебра в США // Цветные металлы, 1985, № 10, С.88-90.
2. Минеев Г.Г., Черняк А.С. и др. Пути и перспективы технологического освоения забалансового золотосодержащего сырья. Колыма, 1975, № 1, С. 28-33.
3. Пучкова М.В. Экономическая эффективность перколяционного выщелачивания золота из старых отвалов за рубежом // Цветная металлургия, 1985, № 2, С. 91-92.

СЕВЕРООНЕЖСКИЕ БОКСИТЫ - КОМПЛЕКСНОЕ СЫРЬЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ГЛИНОЗЕМА И КОАГУЛЯНТОВ

Е.Г. Лихникевич[1], С.И. Ануфриева[1], Ю.А. Лайнер[2], Ю.Н. Лосев[1]

[1]Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (ФГУП «ВИМС»), Россия, г. Москва, e-mail: anufrieva.05@mail.ru

[2]Учреждение Российской академии наук Институт металлургии и материаловедения им. А.А.Байкова РАН, Россия, г. Москва

Месторождения Северо-Онежского бокситового района могут рассматриваться как перспективные объекты для получения глинозема и алюмосодержащих коагулянтов.

Получение алюминия и его солей из низкокачественных алюминиевых руд требует принципиально новых технологических разработок, где одним из важных этапов процесса переработки является разложение сырья с получением товарной продукции.

Исследования по переработке низкокачественных североонежских бокситов выполнены на пробе, состава, %: Al_2O_3 – 52,1; SiO_2 – 17,4; Fe_2O_3 – 8,2; CaO – 1,5; TiO_2 – 2,9; S – 0,2; Cr_2O_3 – 0,6.

Предварительной операцией является низкотемпературный обжиг боксита. При температурах 500 и 550°С была изучена кинетика процесса.

Опыты по кислотному вскрытию проб, обожженных в различных интервалах температуры (500-1000°С) для перевода алюминия в раствор, показали малоперспективность использования соляной кислоты. Извлечение алюминия не превышает 24%.

При выборе условий вскрытия серной кислоты установлено, что оптимальным режимом вскрытия является предварительный обжиг при температуре 550°С в течение 3-х часов с последующим выщелачиванием обожженного материала кислотой с концентрацией 470 г/л при отношении Т:Ж=1:5,5 (с превышением расхода кислоты к стехиометрическому в 1,5 раза) в течение 3-х часов при температуре 95°С, с добавлением в конце выщелачивания воды в количестве, равном отношению Т:Ж=1:2 для предотвращения кристаллизации при фильтрации сульфата алюминия. Максимальная степень извлечения алюминия в раствор при этом не превышает 71%.

Для повышения степени извлечения алюминия предложено использовать сульфатизирующий обжиг при температуре 250°С в течение 2-х часов без предварительного обжига боксита (тем самым, исключая потери алюминия с пылеуносом в печах) с последующим водным выщелачиванием сульфатной массы. Данная технология позволила повысить извлечение алюминия в раствор до 88,0-96,6%.

Установлена принципиальная возможность получения твердого сульфата алюминия из растворов водного выщелачивания сульфатной массы боксита кристаллизацией двумя методами пересыщения раствора – изотермическим (выпариванием) и высаливанием – путем добавления

серной кислоты. Химический состав полученных коагулянтов, %: Al 8,3-10,8; S 15,9-19,0; Fe 0,18-0,81; Si 0,002-0,04; Cr 0,015-0,094; V 0,003-0,011; Ca 0,045-0,15.

Таким образом, разработанный технологический режим переработки низкокачественных североонежских бокситов сернокислотным способом позволяет повысить степень извлечения алюминия и получить товарный продукт водных солей сульфата алюминия, пригодных к использованию в виде коагулянтов, отвечающих нормативным требованиям, предъявляемым потребителями данной продукции.

ПИРОЛИЗ УГЛИСТЫХ ВЕЩЕСТВ В ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТАХ

В. Г. Лобанов, Е. А. Кузас, П. А. Замотин

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н.Ельцина» (ФГОАУ ВПО УрФУ), Россия, г. Екатеринбург, e-mail:lobanov-vl@yandex.ru

Известно несколько принципиально различных подходов к переработке углистых золотосодержащих концентратов.

У практиков, особенно пирометаллургов, устоялось представление, что максимально высокое извлечение золота из подобного сырья обеспечивается плавкой на медный или свинцовый коллектор. Результаты исследований последних лет дают основания усомниться в этом.

Однозначно, что данный вариант предполагает флотационное обогащение руды и плавку сульфидно-углистых концентратов. Литературные данные свидетельствуют и собственный опыт авторов подтверждает, что в традиционных режимах флотации извлечение золотосодержащих углистых компонентов существенно ниже, чем сульфидов. Не вызывает сомнения факт заметных потерь золота с отходящими пылегазовыми продуктами как при аналитической пробирной плавке углистых концентратов, так и их промышленной пирометаллургической переработке.

Хорошо известно, что цианистое выщелачивание золота из указанного сырья сопряжено с технологическими трудностями. Углеродсодержащие компоненты, обладающие природной сорбционной активностью, в значительной степени снижают степень извлечения золота в раствор. К таким компонентам относят вещества на основе органического углерода: битумы, гуминовые кислоты, керогены, минеральный уголь, торф и т. д.

В литературе [1] приводится несколько вариантов повышения эффективности извлечения золота из подобного сырья: подавление сорбционной активности угля органическими реагентами, флотационное обеднение по углю до и после цианирования, применение специальных режимов цианирования и т. д. Однако, в случае высокого содержания углерода в таком сырье, любой их предложенных способов не является экономически эффективным.

В данной работе изучена возможность подавления сорбционной активности углеродсодержащих веществ путём их разложения низкотемпературным пиролизом в атмосфере перегретой парогазовой смеси. В частности, представляла интерес паровоздушная смесь с ограниченным количеством кислорода, как окислителя. Предполагается, что в определенных условиях возможно полное и достаточно интенсивное разложение органических компонентов. При этом в кристаллическую структуру золотосодержащих минералов будут внесены необратимые деформации (трещины, каналы и пр.) способствующие последующему цианированию золота без заметного окисления сульфидов и необходимости утилизировать отходящие газы.

В соответствие с термодинамическим анализом в воздушной среде (без пара) при самопроизвольной диффузии окислителя данный процесс протекает при любых температурах. Вместе с тем, хорошо известно, что на практике удовлетворительная скорость окисления органического углерода (угля, торфа) может быть достигнута лишь при 600…700 ºС. В атмосфере пара без кислорода начало окисления углерода с образованием водорода следует ожидать при температурах более 700 ºС. И в том и в другом случае при достижении отмеченных температур неизбежно окисление минеральных сульфидов, прежде всего пирита, с выделением газов, подлежащих утилизации:

$$3FeS_2 + 2H_2O = 3FeS + 2H_2S + SO_2$$

Целью исследований было подобрать состав паровоздушной смеси и температурный режим, при которых интенсивное разложение органики протекает без выделения серусодержащих газов.

Для проведения экспериментов была сконструирована установка, включающая трубчатую печь мощностью, парогенератор и дозатор воздуха. Конструкция печи исключает неконтролируемый доступ воздуха в рабочую зону и мокрую очистку отходящих из печи газов. Последний конструктивный элемент позволяет также экстрагировать потенциально летучие продукты пиролиза, в т.ч. золотосодержащие.

В ходе опытов оценивали скорость окисления различных модификаций углерода, присутствие которых в минеральном сырье наиболее вероятно: активированный и каменный угли, торф и графит; последний является наиболее упорной углеродистой формой. Вариативность условий экспериментов на первом этапе обеспечивалась изменением отношения расхода пара и окислителя (кислород воздуха); максимальная температура реакционной зоны составляла 325 ºС.

Установлено, что лучшая кинетика окисления для всех видов образцов достигается при совместном применении пара и окислителя (массовое отношение пар – кислород – 1:1).

В качестве объекта исследований реального углеродсодержащего сырья использовали флотоконцентрат, выделенный из хвостов цианистого выщелачивания коренной руды ОАО «Золото Северного Урала». Дериватографическим и рентгенофазовым анализом в концентрате выявлены пирит – до 75%, гетит – до 2% и органический углерод.

Результаты тестовых опытов сравнительного цианирования исходного концентрата и концентрата, подвергнутого пиролизу, показали, что извлечение золота в раствор во втором случае выше на 50-60%. С определенной осторожностью можно предположить, что паровоздушная обработка позволяет перевести летучие формы золота, на наличие которых в последние годы обращено внимание в многочисленных публикациях, в металлическое состояние, хорошо цианируемое и коллектируемое свинцом при пробирной плавке.

Отходящие газы пиролиза очищали раствором соляной кислоты (10 г/л). Суммарное количество золота в улавливающем растворе адекватно возгонке 0,5-1 г золота из 1 т концентрата. Нельзя исключать выноса из рабочей зоны печи паровоздушными продуктами микроколичеств пылевидного золота, образующегося при разложении органики.

Выводы:

1. Разложение природных углеродсодержащих материалов низкотемпературным пиролизом в паровоздушной среде в диапазоне температур 300-400 ^{0}С протекает с приемлемыми скоростями.
2. Термообработка золотосодержащих концентратов в паровоздушной среде является эффективным окислительным процессом, способным значительно уменьшить негативное воздействие углерода, как природного сорбента, на последующее цианистое выщелачивание золота.
3. Пиролиз концентратов в парогазовой смеси способствует частичной дезинтеграции сульфидных минералов, что заметно повышает извлечение (доизвлечение) золота в целевой продукт.

Список использованных источников

1. Меретуков М.А. Золото и природное углеродистое вещество: Научное издание. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2007. 112 с.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ БЕДНЫХ ПОЛИКОМПОНЕНТНЫХ МАТОЧНЫХ РАСТВОРОВ

В.Г. Лобанов, О.Ю. Маковская, К.Е. Мельников, В.И. Скороходов

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н.Ельцина» (ФГОАУ ВПО УрФУ), Россия, г. Екатеринбург, e-mail: lobanov-vl@yandex.ru

На разных стадиях аффинажного производства, при автономной гидрохимической переработке отходов, в частности, богатой части электронного лома образуются большие объемы высококонцентрированных по кислотам и солям маточных растворов с остаточным содержанием драгметаллов не более 0,01-0,1 г/л в сумме.

На практике чаще всего подобные растворы подвергают нейтрализации содой или известью, а полученные шламы подвергают захоронению или отправляют на медеплавильный завод. По экономическим причинам полное упаривание до сухих солей используют реже. При повышенном содержании драгметаллов экономически оправданы приемы, позволяющие в той ли иной степени выделить золото и платиноиды в богатые промпродукты. К числу таких методов относят сорбцию, цементацию и электролиз на объемных катодах. Но при преобладающем содержании в исходных маточниках меди, железа, никеля и высоком кисло-солевом фоне указанные методы затруднены технологически, не обеспечивают селективности и требуемой полноты извлечения драгметаллов.

В данной работе изучена возможность селективного осаждения драгметаллов из поликомпонентных маточных растворов в виде труднорастворимых соединений.

Объектом исследований служил маточный раствор, полученный при переработке электронного лома на одном из малых предприятий, характеризующийся следующим содержанием макрокомпонентов, г/дм^3: 19,4 Fe; 21,6 Ni; 4,3 Zn; 3,9 Co; 0,56 Ag; 76,2 Cu; 2,0 Pb; 2,8 Sn. Остаточное содержание благородных металлов, мг/дм^3: Au - 2,3; Pd - 40; Pt - 5,5 Ag– 150. pH исходного раствора < 1.

Тестовые опыты показали, что известными приемами сорбции, катодного осаждения на объемных катодах, цементации селективно извлечь благородные металлы не удается.

Лучшие показатели достигнуты при химическом осаждении серебра и палладия в виде их труднорастворимых соединений с сульфорганическими анионами, в частности бутиловым ксантогенатом. Проведены систематические исследования особенностей осаждения ксантатом, импрегнированным в пористые носители.

Лучшие технологические перспективы выявлены при осаждении благородных металлов труднорастворимыми ксантогенатами неблагородных металлов по реакции вытеснения. Предложены и испытаны оригинальные приемы повышения скорости и глубины осаждения. Проведены полупромышленные испытания технологии

ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ МАГНИЙСОДЕРЖАЩИХ ГИДРОСИЛИКАТОВ С РАСТВОРОМ СУЛЬФАТА НИКЕЛЯ

Д.В. Макаров, Ю.Л. Баюрова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты,
e-mail: makarov@inep.ksc.ru

При взаимодействии растворов сульфатов цветных металлов с химически активными минералами, которые являются геохимическими барьерами, происходит их осаждение. Эти процессы протекают в естественной геологической обстановке, но могут быть искусственно интенсифицированы и

использованы как при очистке природных и сточных вод, так и в методах геотехнологической переработки техногенного сырья.

В природе известны никелевые слоистые гидросиликаты: гарниерит $Ni_6Si_4O_{10}(OH)_8$, пимелит $Ni_3Si_4O_{10}(OH)_2 \cdot 4H_2O$, виллемсеит $Ni_3Si_4O_{10}(OH)_2$. Нами были поставлены эксперименты по синтезу искусственных никельсодержащих гидросиликатов при взаимодействии природных магнийсодержащих гидросиликатов: серпентина, талька и биотита с разбавленными сульфатными растворами, содержащими ионы никеля и имеющими различные исходные значения pH. В опытах использованы мономинеральные фракции антигорита офитового строения (серпофита) и талька из массива Пильгуярви, Печенгское рудное поле, а также биотита из жилы керамического пегматита месторождения Куруваара, Кольский полуостров. Минералы измельчали до крупности -0.1 мм. В некоторых опытах минералы подвергали предварительной термической и механохимической активации. По истечении двух месяцев взаимодействия растворов с минералами раствор фильтровали и определяли содержания никеля, магния и железа, а в случае биотита – дополнительно калия и натрия. Твердую фазу анализировали химически, исследовали оптическим, дериватогафическим и рентгенофазовым методами анализа.

При взаимодействии растворов сульфата никеля с серпентиновыми минералами происходит ионообмен между твердой и жидкой фазами и устанавливается равновесие между ними. На дифрактограммах фиксируется появление монтмориллонитоподобных слоев, беспорядочно чередующихся с серпентиновыми. Коэффициент распределения никеля и магния в твердой фазе и растворе находится в зависимости от величины водородного показателя раствора. Если кислотность исходного раствора высокая (pH 1-3), то наряду с обменными реакциями $Mg \leftrightarrow Ni$ имеют место и процессы $Mg \leftrightarrow H$ или $Mg \leftrightarrow H_3O$. Это приводит к образованию монтмориллонитоподобных (сапонитовых) слоев в серпентиновом минерале и, в конечном счете, к образованию пимелитов.

Механизм взаимодействия растворов сульфата никеля с тальком в основном сводится к обменным процессам типа $Mg \leftrightarrow Ni$ и приводит к образованию виллемсеита. По аналогии с серпентинами, имеется зависимость коэффициента распределения содержания никеля и магния от pH.

Установлено, что хотя биотит является худшим по сравнению с серпентином и тальком осадителем никеля, концентрация металла в минеральной фазе может достигать значительных величин. Вхождение никеля в минерал обусловлено обменными реакциями $2K \leftrightarrow Ni$, $Mg \leftrightarrow Ni$ и, в меньшей мере, $Fe \leftrightarrow Ni$. При этом никель может входить как в октаэдрические слои, так и занимать места межслоевых катионов. Состав тетраэдрических слоев практически не меняется. В случае биотита зависимость коэффициента распределения никеля и магния в твердой фазе и растворе от величины pH отсутствует. По-видимому, это обусловлено присутствием, как в растворе, так и в твердой фазе других катионов – калия и, в меньшей мере, железа.

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».

МЕТОД СЕЛЕКТИВНОГО РАСТВОРЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ФАЗ КАК СПОСОБ ПОВЫШЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ЗОЛОТА В ЛАБОРАТОРНЫХ ПРОБАХ

А.Н. Матушкина, И.А. Власов

Открытое акционерное общество «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», Россия,
г. Екатеринбург, e-mail: umbr@umbr.ru

Геометрическая форма, структура и размер частиц золота являются важнейшими признаками, определяющими характер золотосодержащих руд. При гравитационном обогащении изометричные,

монолитные частицы золота извлекаются лучше, чем частицы с развитой поверхностью, имеющие скелетное, губчатое, дендритовое и подобные строения. При цианировании быстрее растворяются тонкодисперсные частицы золота с развитой поверхностью, а флотируются лучше крупные пластинчатые и чешуйчатые частицы.

Опираясь на данные по крупности частиц, выделяются следующие технологические виды золота:

А) Крупное золото – частицы крупнее 0,1 мм (≥100 мкм), в эту группу входят и самородки – крупность которых более 5 мм. Золото такого типа сравнительно легко освобождается при измельчении от связи с другими минералами. В свою очередь свободное золото успешно может извлекаться методами гравитационного обогащения;

Б) Мелкое золото – размер вкраплений от 0,1 до 0,001 мм (от 100 до 1 мкм) - при измельчении частично освобождается, частично остаётся в сростках с минералами; свободное мелкое золото хорошо флотируется и быстро растворяется при цианировании, но трудно извлекается гравитационной концентрацией; мелкое золото в сростках хорошо извлекается цианированием, а при флотации извлекается вместе с вмещающими минералами;

В) Тонкодисперсное золото – размер частиц меньше 0,001 мм (<1 мкм);

Г) Субмикроскопическое золото – размер частиц меньше 0,1 мкм..

Знание крупности золота позволяет правильно и обоснованно установить степень измельчения руды, необходимой для достижения достаточного вскрытия и освобождения минеральных зерен.

Одним из методов, применяемых при изучении вещественного состава руд, является избирательное растворение минералов, составляющих руду. Этот метод основан как на различной растворимости минералов, так и на различной скорости растворения их в различных растворителях.

В зависимости от свойств минералов, составляющих изучаемую руду, избирательное растворение может быть проведено двумя способами:

1. Растворение одного минерала (или группы минералов, близких по химическим свойствам), не затрагивая остальных компонентов руды;
2. Растворение всех минеральных компонентов руды, за исключением одного (или группы) минерала, остающегося неизменным в нерастворимом остатке.

Второй способ применяется к полезным ископаемым, у которых минералы, содержащие ценный элемент, обладают значительно большей устойчивостью по отношению к различным растворителям, чем минералы вмещающей породы. Этот способ является более удобным и достоверным, он позволяет осуществить выделение минерала в чистом виде. Пользуясь этим можно определить не только количество минерала, содержащееся в руде, но и получить точную количественную характеристику крупности выделенного в свободном состоянии минерала.

В ходе лабораторного исследования по определению формы и размеров золота в пробе сталкиваются с двумя основными проблемами - это низкое содержание золота порядка $n*10^{-4}$ % и механическое повреждение зерен золота, которое приводит к искажению результатов анализа. Метод селективного растворения минеральных фаз исключает механические повреждения зерен золота и позволяет увеличить концентрацию золота в лабораторной пробе.

Главной целью проведенной работы являлось повышение содержания золота в лабораторной пробе для дальнейшего выявления размеров и формы зерен золота.

В настоящей работе метод селективного растворения минеральных фаз был применен к силикатно-карбонатной золотосодержащей руде, главными породообразующими минералами которой являлись: кальцит – 45,8%, кварц - 18,5%, доломит - 12,5%, плагиоклаз - 9,2%, мусковит - 5,9% и пирит - 3,6%. В качестве второстепенных и редких минералов в руде обнаружены: оксиды и гидрооксиды железа, такие как гетит, гидрогетит и гематит, суммарное содержание которых 4,5% и сульфиды такие как халькопирит, арсенопирит и сфалерит, суммарное содержание которых не превышает первых десятых долей процента. Основным ценным компонентом в руде является золото, его содержание $3,6 * 10^{-4}$ %.

По результатам предварительного фазового анализа основная часть золота представлена в сростках с сульфидами: есть как крупные, так и дисперсные частицы. Меньшая часть находится в свободном виде.

Для осуществления визуальной диагностики размера и формы золота был проведён минералогический анализ. При этом отслеживалось изменение минерального состава пробы после обработок с характерным изменением цвета пробы.

На основании полученных данных о минеральном, фазовом и химическом составе пробы, подбирались реагенты – растворители минеральных фаз и навеска пробы.

Результаты минералогических исследований конечной пробы показали, что остаток пробы состоит из оксида алюминия. С помощью микроскопического исследования в пробе были найдены и исследованы зерна золота, вид которых приведен на рисунке.

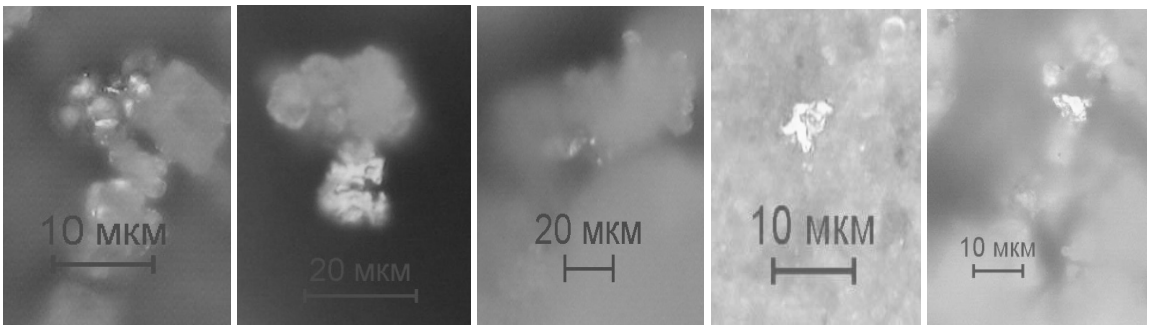


Рисунок 1. Зерна золота найденные в конечном продукте. Просыпка на стекле, отраженный свет, без анализатора

Результаты исследований представлены в таблице.

Таблица. Результаты исследований по концентрированию золота в пробе силикатно-карбонатной руды

Этап	Реагент-растворитель	Растворившаяся фаза	Характерные изменения в пробе	Масса, г	Содержание золота, %
Исходная проба	-	-	Светло-серый с буроватым (красноватым) оттенком	24,558	0,00036
I	CH_3COOH (1:9)	Карбонаты (кальцит, доломит)	Более бурый	11,965	0,00074
II	Смесь $HF:HNO_3$	Силикаты, алюмосиликаты и сульфиды	Темно-серый с бурым оттенком, первые признаки золота	5,522	0,00160
III	КОН 100 г/дм^3	Аморфный кремнезём	Светло-бурый	-	-
IV	HCl 1:5	Гидроксиды и оксиды железа	Белая окраска	0,013	0,68007

В остатке было определено содержание золота химическим методом, которое составило 0,61210%. Для определения потери золота в ходе исследования был проведен расчет теоретической концентрации золота в продуктах, полученных после каждого этапа обработки пробы. По результатам расчета содержания золота в продуктах, была выявлена потеря золота (≈11% от изначального содержания золота), которая может быть связана с растворением части тонкодисперсного золота при обработке пробы соляной кислотой, а так же потерей материала в ходе анализа (при фильтровании, сушке и т.д.).

Преимуществами метода являются:

1. Значительное увеличение концентрации золота в результате растворения остальных минеральных фаз (~ в 2000 раз), что позволило увидеть размер и форму золота и сократить затраты времени на проведение минералогического анализа.

2. Разница между рассчитанным и фактическим содержанием золота в конечной пробе составила 11 % отн., что не превышает погрешности анализа.

3. Отсутствие механической деформации золота, что позволяет увидеть в конечном продукте истинные размеры и формы зерен.

4. Проведение анализа не требует наличия дорогостоящего оборудования.

Метод избирательного растворения может оказаться недостаточно эффективным и весьма трудоёмким: при наличии малоактивных компонентов руды, растворение которых требует больших промежутков времени, когда по химическим свойствам минеральные составляющие руды близки с золотом, когда в результате действия химического реагента на определённую минеральную фазу образуются соединения, переводящие золото в раствор.

В данной работе не ставилось задачи выявления характера связей золота с другими минеральными фазами. В раствор переводятся все породообразующие минералы, что делает невозможным визуальное определение взаимосвязей золота с другими минералами. При другом наборе растворителей, можно установить характер взаимосвязи золота с минералами. Знание характера связи особенно важно в тех случаях, когда решается вопрос о выборе способа обогащения руды или о возможности освобождения от вредных примесей.

ТЕХНОЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ИННОВАЦИОННОГО ВОЗРОЖДЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ТОРФЯНОЙ ИНДУСТРИИ В РОССИИ

Г.Б. Мелентьев [1], В.М. Короткий [1], Г.Т. Шкиперова [2]

[1]ГУ ОИВТ РАН, Россия, г. Москва
[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт экономики Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

В 2010-2012 гг. авторами проводится системный анализ возможностей и перспектив возрождения и развития в нашей стране торфяной индустрии на новой технологической основе. Лесные пожары лета 2010 г. в европейской части России, как правило, приуроченные к бывшим торфяным разработкам, оставшимися заброшенными и бесхозными в условиях 20-летнего «переходного периода», привлекли внимание к рассматриваемой проблеме науки, малого и среднего бизнеса и региональной власти. Достаточно указать на публикации авторов, проведение специализированного торфяного Форума в Твери, предпринимательские инициативы в Ивановской, Владимирской и Нижегородской обл., в Республике Коми, а также составление специалистами Республики Карелия РЦП вовлечения местных топливно-энергетических ресурсов на период 2007-2010 гг., утвержденной Правительством в 2007 г., но не реализованной.

В СССР было сосредоточено до 40% от мировых запасов торфа, составляющих 500 млрд. т. Это позволило в свое время создать научно обоснованную инженерно-мелиоративную систему эксплуатации торфяных болот и торфяную промышленность. Если в советское время объема добычи торфа в нашей стране достигал в 80-е годы 170-220 млн. т/год, то в новой России он не превышает 1-3 млн. т. В отдельных регионах нашей страны добыча торфа составляет первые десятки-сотни тыс. т, а в наиболее богатом им Тверском регионе, где сосредоточено 50% запасов, добывается всего 400 т.

В западноевропейских торфодобывающих странах максимальное его производство (по данным 1987 г.) характерно для Ирландии – 5,8 млн. т, в то время как в Финляндии оно составляло 3,5 млн. т и в Германии – 2,4 млн. т. При этом в Ирландии и Финляндии торф преимущественно используется как котельное и печное топливо, а в Германии – на 90% в сельском хозяйстве. Доля торфа в энергетическом балансе Финляндии составляет 22%, Швеции – 26%, Ирландии – 34%. Даже в малонаселенном штате Аляска (США), обладающем собственными ресурсами угля и углеводородов, ежегодно добывается и используется более 50 тыс. т торфа.

Согласно классификациям видов торфа, данным о географии их размещения, кадастрам и картам разведанных торфяных месторождений их запасы распределены на территориях бывшего СССР и России весьма неравномерно. В европейской части страны выделяются крупными и доступными для первоочередного промышленного освоения запасы торфа, разведанные в Центральном экономическом

районе (2,251 млн. т), включающие месторождения традиционно пожароопасных областей – Московской, Тверской, Владимирской, Ивановской, Костромской, Ярославской, Рязанской и др. Запасы торфа в регионах СЗФО (Вологодская, Новгородская, Архангельская, Республики Карелия и Коми и др.) более чем в 3 раза превышают указанные для Центра России. Однако, по степени разведанности и освоенности торфяные ресурсы Северо-Запада существенно уступают Центру. В Республике Карелия, в отличие от соседней Финляндии, доля торфа в топливно-энергетическом балансе не превышает 0,1%, а в структуре местного топлива – 0,56% (2005 г.). Удовлетворение республиканских потребностей в топливе осуществляется за счет привозного сырья: 32,9% - нефтепродуктов, 25,9% – природного и сжиженного газа, 17,3% угля; б) местных – 20,6% дровяного, 2,7% – топливной щепы. В структуре использования местного биотоплива (23,4%) преобладают дрова (87,89%) и топливная щепа (11,55%). Обратное соотношение установлено для рассчитанной и рекомендованной в РЦП структуры ежегодного освоения и потребления: торф – 84%, отходы лесозаготовок – 9% и дрова – 7%. Этот вывод карельских специалистов базируется на запасах торфа как ведущего местного топливно-энергетического сырья. В абсолютных цифрах рекомендуемое ежегодное потребление торфа как топлива оценивается в 2 млн. т, а при влажности 40% – в 4,4 млн. т.

С техноэкологических позиций современная система торфопотребления должна включать: 1) принципиально новую технологию торфоразработок – например, с использованием скважинной гидродобычи, внедрением фрезерных способов и торфяной пульпы; 2) комплексный геоэкомониторинг за состоянием торфяных полей и картов и его изменениями (температура и влажность); 3) совершенствование традиционных производств; 4) специальное энерготехнологическое оборудование для осуществления пиролизной переработки торфа в горючий газ (с повышением в нем содержаний водорода) и кокс на модульных плавучих вездеходах; 5) создание сети мини-заводов в районах торфоразработок для производства необходимого серийного оборудования; 6) формирование местных инфраструктур малой-средней торфяной индустрии с обучением персонала и обеспечением занятости населения сельских поселений и малых городов; 7) многоцелевое использование торфяной продукции – от замены древесно-торфяным топливом дровяного в котельных и жилом фонде сельских поселений до организации производств в местных высокоэффективных композиционных удобрений и экстрагирования из торфа особо ценных органохимических веществ.

С современных позиций традиционное для торфа теплоэнергетическое направление его использования оказывается тесно взаимосвязанным с инновационным энергохимическим. Так, например, в ОИВТ РАН разработана технология высокоскоростного электропиролиза углей с добавками (до 30%) других органоминеральных и органохимических веществ, как природных (известняк, торф и др.), так и техногенных (несортированные ТПБО, илы очистных сооружений, древесные отходы и др.). Пиролиз осуществляется в шахтных печах при Т = 1400-1700 (до 2000) °С, разрушающих высокотоксичные диоксины и другие органотоксиканты. Производительность типового модуля порядка 10 т/час исходного сырья при длительности пиролиза 5-7 мин., в результате которого образуется горючий синтез-газ, обогащенный водородом до 60-65% и зольный остаток (кокс). Технология ООО «Биосистема» (Республика Коми), позволяющая утилизировать нефтяные шламы в смеси с торфом в виде топливных брикетов. Строится цех производительностью до 3 тыс. т брикетов в год на базе крупного торфяного месторождения «Пожня-Ель» в Сосногорском районе Республики Коми.

Разновидности торфа, обогащенные битумами (до 2-10%) применяются для производства воска, близкого по составу к воску из бурого угля. Его получают методом экстракции горячим бензином. Неочищенный торфяной воск черного цвета используется в бытовой химии при получении незасыхающего эмульсионного гуталина и черной туши для ресниц, составов для точного литья в металлургии, антиадгезионных смазок для изделий из полиуретана и т.д. Очищенный торфяной воск, напоминающий по внешнему виду пчелиный, намного богаче угольного стеринами, применяемыми в медицинской промышленности в качестве биологически активных веществ для синтеза гормональных и других лекарственных препаратов, шампуня и т.д. Из 1 т сухого торфа получают 60 кг воска. Остатки торфа после химической переработки могут быть использованы для превращения в активированный уголь, в порошки-наполнители для пластмасс или в торфощелочные реагенты-стабилизаторы промывочных жидкостей для буровых скважин. Заметим, что производство активированного угля из торфа было организовано как в СССР, так и в Германии, Нидерландах и других странах.

Специфика состава и свойств верхового и низинного торфа обусловили существенные различия в направлениях и технологиях его переработки и использования. *Верховой слаборазложившийся торф,* богатый углеводами (40-50%), нашел широкое применение в агропромышленной отрасли, прежде всего, в животноводстве в качестве подстилки для скота и птицы. В овощеводстве и цветоводстве из торфа в смеси с удобрениями готовят рассадные торфо-перегнойные горшочки, теплично-парниковые смеси и почвы для озеленения городов. Верховой торф может служить биотопливом, а также сырьем для производства тепло- и звукоизоляционных торфяных плит. На торфе низкой степени разложения в СССР (Ленинградская обл.) был создан единственный в мире завод по выпуску спирта и фурфурола. *Низинный сильноразложившийся торф*, богатый углеводом и гуминовыми кислотами (>50%), используется в сельском хозяйстве для приготовления компостов, смесей с минеральными туками и известью, для производства торфоминеральных и торфоаммиачных удобрений. Низинный торф при внесении в дерново-подзолистые почвы в количествах ≥500 т/га способствует их окультуриванию и повышению плодородия.

Особой эффективностью и перспективами выделяются торфосапропелевые, торфоаммиачные, торфофосфоритные, торфоцеолитные и др. Наиболее эффективными удобрениями являются гранулированные органоминеральные удобрения. Новым перспективным направлением представляется экстрагирование из торфа и сапропеля органохимических компонентов – гуминовых и фульвокислот, дегтя и других, которые могут использоваться в качестве биологически активных добавок в удобрительные смеси, корма для животных и птиц для повышения их продуктивности и т.д. В частности, обогащенность торфа малой степени разложения углеводами, включая целлюлозу, обусловливает возможность его сернокислотной переработки на гидролизат – жидкий комплекс углеводов с примесями других ценных органических компонентов. Гидролизат представляет собой питательную среду для микробиологического синтеза кормовых добавок для скота и птицы. Из 1 т торфа можно получить 1 ц кормовых дрожжей, сухая масса которых наполовину состоит из белков с примесями ферментов, гормонов, витаминов. Наибольший практический интерес представляет организация, в том числе – в промышленных масштабах производств торфо-сапропелевых смесей в регионах Северо-Запада, Центра России и Приволжья, где установлена сочетанность запасов торфа и сапропеля.

Особое значение в процессе коммерциализации торфоразработок в нашей стране может иметь организация экспорта торфяных удобрений и продуктов химической переработки торфа, повышающих плодородие почв в Арабские Эмираты, а также Израиль, Египет и другие государства северной Африки, где существует проблема продовольственного обеспечения за счет собственных ресурсов. Заинтересованность в реализации была официально проявлена со стороны Египта и Саудовской Аравии, а также ЮНЕСКО, проводившей в 1996 г. Международную конференцию при участии 56 стран по проблеме озеленения пустынь и продовольственного обеспечения.

Следует иметь в виду, что торф, в отличие от приоритетных горючих ископаемых, представляет собой возобновляемый ресурс. В торфяных месторождениях нашей страны его ежегодное самовосстановление составляет 250 млн. т, что превышает вышеуказанные масштабы его добычи и потребления в СССР. Приведенные данные свидетельствуют о назревшей необходимости создания на торфяных площадях научно обоснованных *государственных систем* ресурсно-гео-техноэкологического мониторинга за их состоянием, восстановления на новой технологической основе добычи и использования торфа в объемах, рассчитанных на внутреннее и внешнее потребление, и рекультивации выработанного пространства, обеспечивающей требования геоэкологической безопасности торфяников. Тем самым рекомендуемая система в ближайшей перспективе сможет обеспечивать предупреждение возможных природно-техногенных катастроф, самообеспечение необходимыми средствами своего функционирования и, в критических ситуациях, располагать собственными средствами их ликвидации. Очевидно, что этап инновационного развития России должен включать и комплексное решение ресурсно-экологических проблем, связанных с инновационным восстановлением систем торфоразработок, их автоматизированного дистанционного мониторинга и формированием многоцелевых, в том числе – новых и емких направлений промышленного использования этого уникального природного энергохимического сырья.

ЭМПИРИЧЕСКАЯ ФУНКЦИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ УПОРНОГО СЫРЬЯ КОМБИНИРОВАННЫМИ МЕТОДАМИ КЮВЕТНОГО И КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Ю.Н. Резник[1], Л.В. Шумилова [2]

[1]Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования Забайкальский государственный университет (ФГОБУ ВПО ЗабГУ), Россия, г. Чита, e-mail: root@chitgu.ru
[2]Государственное образовательное учреждение среднего профессионального образования Забайкальский горный колледж имени М.И. Агошкова (ГОУ СПО «ЗабГК им. М.И. Агошкова»), Россия, г. Чита, shumilovalv@mail.ru

На полноту извлечения ультрадисперсного золота из упорного сырья комбинированными методами кюветного и кучного выщелачивания (КМККВ) с предварительным двухстадиальным окислением геоматериала на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий оказывают влияние десятки параметров. Однако наиболее существенное значение имеет ряд параметров геолого-минералогической и технологической составляющих: вещественный состав упорного сырья; фотоэлектрохимических воздействий при физико-химическом окислении, биологических и технологических процессов биоокисления; степень окисления сульфидных минералов (сульфидного железа, сульфидной серы, сульфидного мышьяка) при физико-химическом и двухстадиальном окислении; время обработки геоматериала, зависящее от продолжительности фотоэлектрохимического и бактериального окисления.

Для разработки регрессивной математической модели были проведены научные исследования по изучению вещественного состава 41 пробы сульфидных и сульфидно-углистых руд, техногенного сырья месторождений Кокпатасского, Дарасунского рудных полей и техногенного сырья Ново-Широкинского рудника, а также экспериментальные испытания влияния основных параметров двухстадиального окисления на извлечение золота КМККВ.

Извлечение золота (ε_{Au}) определяли по компьютерной программе нелинейного программирования «OBREXP», которая не требует решения многих математических проблем [Немчин, Н.П. Нелинейный метод наименьших квадратов (OBREXP): программа для ЭВМ: свидетельство о гос. Регистрации № 2008612572. Правообладатель ГОУ ВПО ЧитГУ / Н.П.Немчин; Зарегистрировано 23.05.2008г. в Реестре программ для ЭВМ Федеральной службы по интеллектуальной собственности патентом и товарным знаком]. Программа «Нелинейный метод наименьших квадратов (OBREXP)» позволила подобрать компактную эмпирическую функцию повышенной точности (r=0,9986 – корреляционное отношение, nn1=23 и nn2=17 – критерии Стьюдента и Фишера, tr=1717,42 – критерий Стьюдента, fr=483,74 – критерий Фишера).

На основании математической обработки экспериментальных данных, полученных в ходе исследований комбинированных методов кюветного и кучного выщелачивания золота из минерального сырья природного и техногенного происхождения, выведена эмпирическая функция извлечения ценного компонента:

$$\varepsilon_{Au}= -1{,}03\cdot C_{Au}^2 +0{,}52\cdot C_{Fe_{общ}}^2 -1{,}57\cdot C_{Fe_s}^2 -1{,}53\cdot C_{Fe_{окис}}^2 -2{,}49\cdot C_{S_s}^2 -1{,}68\cdot C_{S_{окис}}^2 -12{,}83\cdot C_{C_{общ}}^2 - 1{,}55\cdot C_{C_{орг}}^2 +51{,}34\cdot \beta_{сульф.мин}^2 -36{,}9\cdot \beta_{S_s}^2 +48{,}52\cdot T_{обр}^2 +3{,}76\cdot C_{Fe_{общ}} +62{,}99\cdot C_{S_{общ}} -50{,}98\cdot C_{S_s} - 52{,}63\cdot C_{S_{окис}} +130{,}5\cdot \beta_{сульф.мин} -119{,}8\cdot \beta_{Fe_s}^2 +18{,}5\cdot C_{S_s}\cdot C_{C_{орг}} +1{,}55\cdot C_{Fe_s}\cdot C_{Au} - 1{,}79\cdot C_{S_s}\cdot C_{Au} +10{,}68\cdot C_{C_{орг}}\cdot C_{Au},$$

где C_{Au} - содержание золота в сырье, г/т;$\cdot C_{Fe_{общ.}}$, C_{Fe_s}, $C_{Fe_{окис.}}$, $C_{S_{общ}}$, C_{S_s}, $C_{S_{окис.}}$, $C_{C_{общ.}}$,

$C_{C_{орг.}}$ - содержание элементов в продуктах,%; $\beta_{сульф.мин.}$, β_{Fe_s}, β_{S_s}, β_{As_s} - степень окисления сульфидных минералов, сульфидного железа, сульфидной серы, сульфидного мышьяка,%; $T_{обр}=t_1+t_2$ – время обработки сырья при двухстадиальном окислении, ч; t_1 – продолжительность фотоэлектрохимического окисления, ч; t_2 – продолжительность биоокисления, ч.

Определенная функциональная зависимость успешно прошла проверку по статистической значимости предлагаемых коэффициентов уравнения регрессии.

Эмпирическая функция позволяет дать рекомендации по управлению технологическим процессом двухстадиального окисления с целью получения максимального извлечения ценного компонента и как следствие – оптимизация процессов кюветного и кучного выщелачивания золота из упорного сырья с учетом использования критериев упорности, которые зависят от степени окисления сульфидных минералов, сульфидной серы, а также продолжительности фотоэлектрохимического и бактериального окисления.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУДЫ МЕТОДОМ КУЧНОГО БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

И.И. Рязанова, Ю.Е. Емельянов, Г.В. Цыкунова

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), Россия, г. Иркутск, *e-mail: laboratoria7@mail.ru*

В последнее время все более широкое применение получают биотехнологии (биоокисление и биовыщелачивание). Они подразумевают использование бактерий:

а) при биоокислении - для извлечения золота и серебра,

б) при биовыщелачивании - для извлечения цветных металлов.

В Иргиредмете проведен цикл экспериментальных исследований с изучением кучного (перколяционного) бактериального выщелачивания цветных металлов из руды.

Объектом изучения явилась полиметаллическая сульфидная руда с массовой долей основных минеральных компонентов (%): сфалерит – 4, халькопирит – 0,2. При биоокислении наблюдается следующее:

1) Окисляются сульфиды, золото становится доступным для выщелачивания;

2) Цветные металлы переходят в раствор. Эксперименты по кучному бактериальному выщелачиванию проводили на руде крупностью 5 мм, загруженной в колонну, при температуре 28-30^{0}С.

Руду первоначально орошали 5% сернокислым раствором до установления оптимального значения pH, затем раствором, полученным в процессе бактериального окисления пиритного концентрата с введением культуры бактерий, адаптированной на данной руде в агитационном режиме.

Степень окисления сфалерита составила 74% за 140 суток. Извлечение цинка в раствор через 40 суток составляло 45%, через 70 суток – 63%, через 140 суток – 75%, меди 69-70%.

Предложен способ осаждения цветных металлов из продуктивных растворов кучного выщелачивания, основанный на классических промышленно освоенных приемах: очистке раствора от железа известняком, цементации меди на металлический цинк и осаждении цинка в виде карбоната или оксида содой или известью.

РАЗРАБОТКА НОВЫХ ПОДХОДОВ К ТЕХНОЛОГИЯМ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕЛКОРАЗМЕРНОГО МУСКОВИТА (НА ПРИМЕРЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВОСТОЧНАЯ ХИЗОВААРА)

Л.С. Скамницкая, Л.А. Данилевская, Т.П. Бубнова, В.В. Щипцов

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

В последние годы особенно остро ставятся вопросы охраны окружающей среды при добыче и переработке полезных ископаемых. В связи с этим вопросы разработки новых подходов к технологическим схемам обогащений руд и индустриальных минералов являются важными. Сокращение отходов производства решается при комплексном использовании сырья. Идеальный вариант - создание безотходного производства и широкое использование методов гравитации и магнитной сепарации при обогащении.

Комплексный подход к использованию сырья в процессе добычи и обогащения показан на примере месторождения мелкоразмерного мусковита Восточная Хизоваара, находящегося в Лоухском районе республики Карелия.

Месторождение было выявлено и оценено в 2002-2003 гг в результате поисково-оценочных работ на маложелезистый мелкочешуйчатый мусковит [1]. В геологическом плане оно приурочено к восточной части Хизоваарской структуры [2].

В пределах месторождения выделены и изучены два участка, наиболее обогащенные мусковитом - Северо-западный (Тироламбинский) и Юго-восточный (Харкиламбинский). Полезная толща сложена белыми и светло-серыми рассланцованными породами с переменным содержанием породообразующих минералов - кварц (43,1-71,1%), мусковит (7,8-42,0%), плагиоклаз (1,4-28,6%), кианит (1,9-13,6%), биотит (0,1-7,8%), рудные (1,5 – 11,7%) и акцессорных (турмалин, рутил, графит). Практический интерес представляют кварц-мусковитовые метасоматиты, содержащие не менее 18 % мусковита и составляющие на двух изученных участках около 70% от общей массы породы (табл. 1).

Помимо мусковита, подсчитаны запасы сопутствующих полезных компонентов – кварца и кианита, которые могут быть извлечены попутно. Запасы мусковита по категории C_2, подсчитанные на глубину 70 м в пределах Юго-восточной части месторождения, составляют 4721 тыс.т, кварца – 2408 тыс.т (при среднем содержании 51%), кианита – 297 тыс. т. [1].

Таблица 1. Средний минеральный состав кварц-мусковитовых метасоматитов по участкам

Участок	Среднее содержание минералов, % по массе						
	Мусковит	Кварц	Плагиоклаз	Кианит	Биотит	Сульфиды	Турмалин
Харкиламбинский	20,1	52,6	13,4	7,2	1,7	4,0	0,2
Тироламбинский	22,20	58,60	8,1	5,3	0,15	2,5	2,65

Мусковит встречается в виде отдельных крупных, шестоватых зерен (0,5-3,0 мм) или агрегатов и скоплений, образующих субпараллельные прослои (до 6,5 мм шириной), а также единичные мелкие разноориентированные зерна в кварце (0,1-0,5 мм). Кварц в породе представлен крупными зернами (0,4-1,2 мм, до 2,5 мм), с неровными, заливчатыми границами, которые участками образуют небольшие линзочки, иногда сложенные более крупными вытянутыми зернами (до 5-6 мм). Второй морфотип кварца– мелкие (0,1-0,4 мм) грануломорфные зерна с ровными границами, образующие агрегаты вместе с реликтовыми зернами плагиоклаза вдоль трещин, которые заполнены мусковитом, а также находятся в срастании с мусковитом. Плагиоклаз представлен мелкими таблитчатыми, изометричными и удлиненными зернами с неровными границами (0,2-0,9, до 2-3 мм) с большим количеством пойкилитовых включений кварца. Распределен он в массе породы крайне неравномерно. Для кианита характерны «раздробленные» зерна неправильной формы, насыщенные

микровключениями, как правило, кварца (рис. 1).

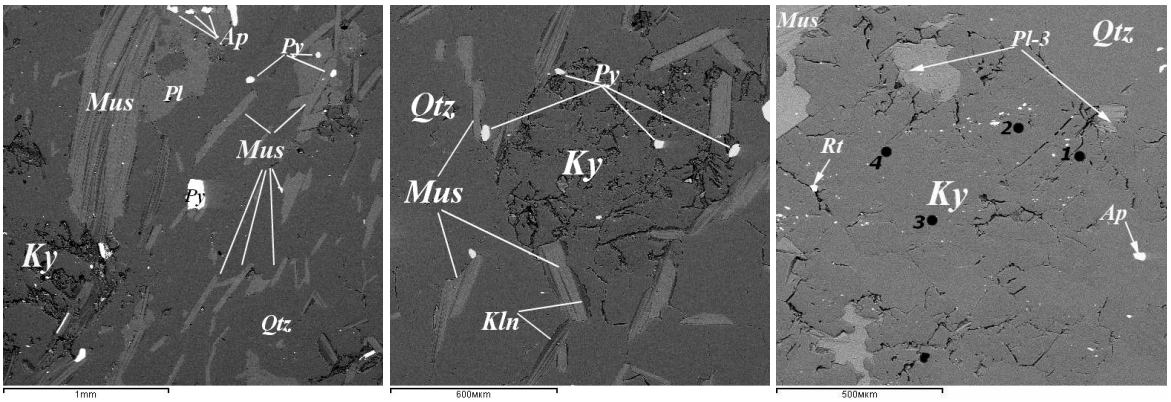


Рисунок 1. Минеральные ассоциации кварц-мусковитовых кварцитов. Изображение выполнено на сканирующем электронном микроскопе VEGA II LSH. Где: Mus – мусковит, Qtz – кварц, Ky – кианит, Pl – плагиоклаз, Py – пирит, Ap – апатит, Kln – каолинит, Rt – рутил

Технология комплексного обогащения, разработанная на 102 рядовых и 2 укрупненных пробах с учетом особенностей состава [3] и минимальных потерь мусковита при измельчении, характеризуется простотой исполнения (рис. 2) и обеспечивает получение мусковитового концентрата с содержанием мусковита не менее 98% (табл. 2).

Таблица 2. Сводный баланс результатов обогащения укрупненных проб

Проба, участок	Продукты обогащения	Технологические показатели, % по массе		
		Выход	Содержание мусковита	Извлечение мусковита
ПР-1 Харкиламбинский	Мусковитовый концентрат	18,17	98,2	84,96
	Кианитовый продукт	4,14	ед	-
	Кварцевый продукт	64,62	0,62	1,91
	Шлам (-0,1мм)	13,07	21,09	13,13
	Исходная руда	100	21,00	100
ПР-2 Тироламбинский	Мусковитовый концентрат	18,02	98,2	66,98
	Кианитовый продукт	3,14	следы	-
	Кварцевый продукт	61,77	1,91	4,46
	Шлам (-0,1мм)	17,07	44,34	28,56
	Исходная руда	100	26,5	100

Средний выход кварцевого продукта мусковитового цикла по рядовым пробам составил 60-62%, по укрупненным - 61-64,62%. Содержание SiO_2 в кварцевых хвостах мусковитового цикла обогащения не превышает 90% на Тироламбинском участке и 87,55% - на Харкиламбинском. Основные примеси в кварцевых продуктах с содержанием SiO_2 85-90% представлены полевым шпатом, а также нераскрывшимися сростками кварца с мусковитом и кианитом. Содержание незагрязненных минеральными примесями кварцевых зерен в среднем составляет 37%, сосредоточены они в классе 0,315-0,1 мм, содержание которого - 46%. Учитывая крупность и особенности состава кварцевых продуктов, а также опираясь на собственный и зарубежный опыт изучения состава и очистки кварца [4-7], обогащение кварца было выполнено по схеме, включающей классификацию, магнитную сепарацию, флотацию и доводку в кислотах, что позволяет получить кварц с содержанием примесей 236,485 ppm (табл. 3).

Таблица 3. Химический состав кварцевого концентрата глубокого обогащения

Содержание элементов-примесей, ppm																			Сумма
Fe	Ti	Zr	Al	Mn	Sr	Zn	B	Mg	Ca	Ba	Ni	Cr	Cu	K	Na	Li	Ge	P	Co	
5.6	60	6.8	66	0.25	0.38	0.15	0.22	8	17	0.92	0.035	0.06	0.22	16	51	0.17	0.8	2.8	0.13	236.485

Принципиальная схема комплексного обогащения кварц-мусковитовых кварцитов представлена на рис. 2.

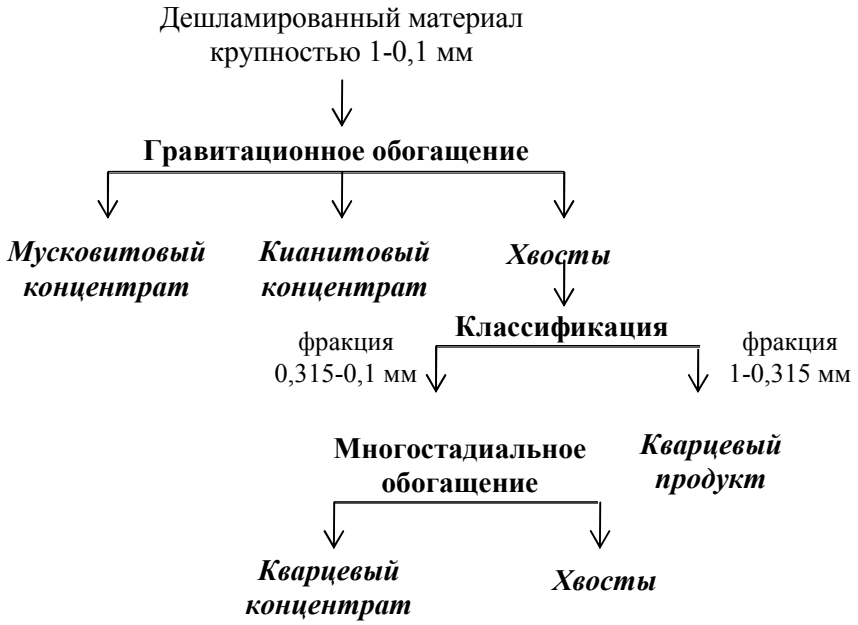


Рисунок 2. Принципиальная схема обогащения кварц-мусковитовых метасоматитов месторождения Восточная Хизоваара

Мусковитовый концентрат, после классификации в соответствии с отраслевыми стандартами, может использоваться как наполнитель при производстве стройматериалов, защитных красок, мастик, эмульсий, обмоток силовых кабелей на битумной основе, покрытий электродов для дуговой сварки, резинотехнических изделий, а также - в производстве особо прочных пластмасс, типографских лаковых и других красок, обоев, резины, пигментов, в т.ч. для нужд автомобиле- и самолетостроения.

Полученные кварцевые концентраты по содержанию элементов-примесей не соответствуют требованиям ТУ для плавочного сырья (наиболее дорогостоящего кварцевого продукта), но они могут быть рассмотрены как сырье для получения ферросилиция и производства металлического кремния, специальных марок.

Самостоятельную ценность представляет кианитовый продукт и шламы, содержащие каолинит, использование которых увеличит комплексность использования сырья.

Список использованных источников

1. Мусковитовые кварциты Карелии - новый промышленный тип слюдяного сырья. Щипцов В.В. Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П., Данилевская Л.А., Родионов В.С. // Геология и полезные ископаемые Карелии: Вып. 6. Петрозаводск: изд. КарНЦ РАН, 2003. С. 67-77.
2. Хизоваарское кианитовое поле (Северная Карелия). Петрозаводск. 1988. 103 с.
3. Изучение вещественного состава мусковитовых кварцитов с использованием современных методов анализа вещества. Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П. Щипцов В.В., Инина И.С. // Методы

оценки технологических свойств минералов и их поведение в технологических процессах. Петрозаводск. КарНЦ РАН. 2012. С117-123.
4. Ревнивцев В.И. Обогащение полевых шпатов и кварца. Недра. М, 1970. 129 с.
5. Jung L. High purity natural quartz. Quartz Tehnology. Inc. New. Jersey, 1995. 550 P.
6. Данилевская Л.А., Скамницкая Л.С. Перспективы получения кварцевых продуктов из нетрадиционных источников кварцевого сырья//Обогащение руд. С-Пб. 2011. № 6.С. 29-34.
7. Данилевская Л.А, Скамницкая Л.С., Щипцов В.В. Кварцевое сырье Карелии Петрозаводск, 2004. 226 с.

АНАЛИТИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ОБЛАСТИ РАЦИОНАЛЬНОЙ РАБОТЫ ОТСАДОЧНОЙ МАШИНЫ С МАГНИТОСТРУКТУРИРОВАННОЙ ПОСТЕЛЬЮ С УЧЕТОМ ПУЛЬСАЦИИ ВОДЫ.

Е.С. Слепцова, С.М. Федосеев, А.И. Матвеев

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН (ИГДС СО РАН), Россия, г. Якутск

Предложенный в лаборатории ОПИ ИГДС СО РАН способ отсадки полезных ископаемых в магнитном поле [1] имеет перспективы широкого практического применения, а также теоретический интерес для дальнейшего его усовершенствования.

В ранней работе [2] рассмотрено поведение минеральных частиц в постели отсадочной машины, в случае единичной магнитоструктурированной цепочки, в статике. На самом деле, пульсация подрешетной воды, ее параметры играют немаловажную роль в процессе отсадки.

В процессе отсадки вода в рабочей зоне отсадочной машины колеблется «вверх–вниз» с частотой колебаний n, $|с^{-1}|$, и ходом (амплитудой) A, $|м|$.

Средняя скорость поступательного движения воды равна $v = 2A \cdot n$. Тогда на элемент магнитоструктурированной цепочки по вертикальной оси, кроме суммарных силы тяжести и архимедовой силы, также действует сила гидродинамического сопротивления, вызванная поступательным движением разделяющей среды (воды).

Общий закон сопротивления (закон Ньютона) жидкой среды движущему телу выражается в виде:

$$F_{Г.С.} = \Psi \cdot d^2 \cdot v^2 \cdot \delta \qquad (1)$$

где Ψ – коэффициент гидродинамического сопротивления; d – характерный размер частицы; v – скорость потока жидкости; δ – плотность жидкой среды.

Как правило, на обогащение в отсадочную машину подается классифицированный материал (определенного класса) и для упрощения расчетов примем, что все минералы имеют сферическую форму.

Наиболее достоверные результаты для силы гидродинамического сопротивления для шарообразных частиц в воде дает формула Риттингера [3]:

$$F_{Г.С.} = \pi \cdot v^2 \cdot d^2 \cdot \delta / 16 \qquad (2)$$

где v - скорость движения воды; d - характерный размер зерна; δ- плотность воды.

В расчетах характерный размер минеральных зерен d правильной геометрической формы заменяют эквивалентным диаметром $d_Э$, равным диаметру шара, равновеликим по объему тела с использованием коэффициента сферичности (ω), который для шарообразных частиц равен 1. Тогда для шарообразного зерна эквивалентный диаметр шара $d_Э$ равен его фактическому диаметру D. Таким образом, для силы гидродинамического сопротивления шарообразного тела в воде имеем:

$$F_{Г.С.} = \frac{\pi \cdot (4A^2 \cdot n^{-2}) \cdot D^2}{16} \cdot \delta = \frac{\pi \cdot A^2 \cdot n^{-2} \cdot D^2}{4} \cdot \delta \qquad (3)$$

С учетом гидродинамического сопротивления, условие осаждения тяжелых немагнитных минералов выталкиванием единичного элемента из магнитоструктурированной (м.с.) цепочки (преодолевая силу сцепления между зернами магнетита) или выноса легких немагнитных минералов (л.н.м.) из рабочей зоны не нарушая целостность м.с. цепочки зоны будут иметь вид:

$$2K_{Тр.} \cdot F_c = K_{тр} \cdot \mu \cdot H^2 \cdot S = \begin{matrix} \leq \\ \geq \end{matrix} [\frac{1}{6}\pi D^3(\delta_{магн} + \delta_i) - \frac{2}{6}\pi D^3 \delta] g \pm F_{Г.С.} \qquad (4)$$

где $F_c = 0{,}5\mu * H^2 * S$ – сила сцепления магнитных минералов; H – напряженность магнитного поля; μ – магнитная проницаемость магнетита; $K_{тр}$ – коэффициент трения между зернами магнетита, образующих структурированную цепочку; $S = \pi \frac{D^2}{4}$ площадь сечения шарообразного минерала ; $\delta_{магн.}$ – плотность магнетита; δ_i – плотности немагнитных минеральных частиц, участвующих в процессе отсадки i =1 –золота, i = 2 –легких немагнитных минерала (л.н.м), например кварца; δ –плотность воды; $\frac{1}{6}\pi D^3(\delta_{магн.} + \delta_i) \cdot g$ – суммарная сила тяжести магнетита и зерен немагнитных минералов; $\frac{2}{6}\pi D^3 \delta \cdot g$ – суммарная архимедова сила, действующая на зерна магнетита и минерала δ_i.

Знак "+", соответствует движению воды вниз, а знак "–" соответствует движению воды вверх. Для наиболее «жесткого» условия выпадения золотин в камерный концентрат соответствует знак "–", когда движение воды создает эффект уменьшения суммарной силы тяжести, а «жесткое» условие выноса легкого немагнитного минерала не проваливаясь соответствует знаку «+» Тогда рациональная работа отсадочной машины возможна при выполнении условий.

$$2K_{тр.} \cdot F_c \geq [(m_{магн..} + m_{л.н.ф.}) \cdot g - F_{арх}] + F_{Г.С.} - вынос \quad л.н.м.$$

$$2K_{тр.} \cdot F_c \leq [(m_{магн.} + m_{зол.}) \cdot g - F_{арх}] - F_{Г.С.} - осаждение\ золотин$$

Данное условие соблюдается при значениях напряженности магнитного поля от H_1 до H_2 в зависимости от диаметра D частиц, участвующих в процессе отсадки. В явном виде данные условия имеют вид:

1) Условие выноса легких немагнитных минералов:

$$2K_{тр} \cdot F_c = K_{тр} \cdot \mu \cdot H^2 \cdot \frac{\pi D^2}{4} \geq [\frac{1}{6}\pi D^3(\delta_{магн} + \delta_{л.н.ф.}) - \frac{2}{6}\pi D^3 \delta] g + \frac{\pi \cdot A^2 \cdot n^{-2} \cdot D^2 \cdot \delta}{4} \qquad (5)$$

2) Условие осаждения золотин в камерный продукт:

$$2K_{тр} \cdot F_c = K_{тр} \cdot \mu \cdot H^2 \cdot \frac{\pi D^2}{4} \leq [\frac{1}{6}\pi D^3(\delta_{магн} + \delta_{зол}) - \frac{2}{6}\pi D^3 \delta]g - \frac{\pi \cdot A^2 \cdot n^{-2} \cdot D^2 \cdot \delta}{4} \quad (6)$$

Или же нормальная работа отсадочной машины возможна в области напряженностей магнитного поля от H_1 до H_2 в зависимости от диаметра (D) минеральных зерен, участвующих в процессе отсадки:

$$H_1 \geq \sqrt{\frac{D[0{,}66(\delta_{магн} + \delta_{л.н.ф.}) - 1.33\delta\ ]g + A^2 \cdot n^{-2} \cdot \delta}{K_{тр} \cdot \mu}} \quad (7)$$

$$H_2 \leq \sqrt{\frac{D[0{,}66(\delta_{магн.} + \delta_{зол.}) - 1.33\delta\ ]g - A^2 \cdot n^{-2} \cdot \delta}{K_{тр} \cdot \mu}} \quad (8)$$

где в системе СИ $\delta_{магн.}$ $\delta_{зол.}$, $\delta_{л.н.ф}$ [кг/м^3]. – плотности минералов (табличные); g –ускорение свободного падения (9,81 м/с^2); $K_{тр.}$ – коэффициент трения между зернами магнетита (безразмерный); μ – магнитная проницаемость магнетита (безразмерный).

Список использованных источников

1. Патент РФ №2416465. Способ отсадки полезных ископаемых в магнитном поле // Слепцова Е.С., Матвеев А.И., Елшин В.К., Федосеев С.М. Заявитель Институт горного дела Севера им.Н.В.Черского. Заявл. 15.05.2009. Опубл. 20.04.2011- Бюл. №11.- 2011.- С.609.
2. Слепцова, Е.С. Условия проникновения частиц золота через магнитоструктурированну цепочку применительно к задаче отсадки в поле действия магнитного поля / Е.С.Слепцова, С.М.Федосеев С.М., А.И.Матвеев // Горн. информ-аналит. бюллетень. 2010.- №9.- С. 32–35.
3. Практикум по обогащению полезных ископаемых. /Под ред. Н.Г.Бедраня – М.: «Недра», 1991. – 526 с.

РАДИАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Л.П. Старчик

Национальный научный центр «Курчатовский институт», Россия, г. Москва, e-mail: starchiklp@mail.ru

Новые возможности для создания высокоэффективных, ресурсосберегающих и экологически безопасных методов и технологий обогащения и переработки минерального сырья дает применение радиационных воздействий мощных проникающих излучений. Для радиационных воздействий могут быть использованы проникающие излучения СВЧ и высокоэнергетического диапазона. Концентрация большого количества энергии в заданном объеме создает предпосылки для разработки технологий преобразования материалов с высоким КПД, повышенной безопасностью и экологической чистотой.

Возможность сосредоточения в горных породах большого количества энергии дает современная СВЧ–электроника. Действие СВЧ электромагнитного поля на горную породу в первую

очередь связано с неоднородностью поглощения составляющими компонентами и их нагревом. Электромагнитное поле воздействует на горную породу комплексно – как электрической так и магнитной составляющей. Это происходит за счет различия электромагнитных, тепловых и механических свойств минеральных комплексов. При СВЧ облучении энергия электромагнитного поля поглощается в рудных минералах, что вызывает резкое повышение их температуры, создает термические напряжения и приводит к межзерновой и внутризерновой трещиноватости. СВЧ облучение эффективно при вскрытии упорных золотосодержащих руд и может применено для селективной дезинтеграции и изменения технологических свойств минералов и продуктов обогащения, позволяет снизить энергоемкость измельчения руд и повысить качество рудных концентратов..

Новые возможности для энергетического воздействия на руды и продукты обогащения дает импульсная СВЧ-техника благодаря возникающим переходным процессам при воздействии на границу сред с разными электродинамическими характеристиками. Результаты воздействия СВЧ-излучения на материалы при уменьшении длительности импульсов аналогичны действию пучков электронов от ускорителей.

Благодаря высокой энергии используемых электронов и γ-квантов, существенно превосходящей энергию химической связи, ионизирующие излучения оказывают разнообразное технологическое воздействие на процессы и продукты обогащения. Радиационные воздействия излучения высокой энергии приводят к активации физико-химических процессов в жидких средах, на поверхности и в объеме минералов, влияют на их прочность и селективное раскрытие, изменяют их флотационные, магнитные и электрические свойства, растворимость.

Изменение свойств минералов под воздействием излучения высокой энергии связаны с возбуждением и ионизацией атомов, их смещением в кристаллической решетке, созданием различных дефектов. Возникающие в процессе облучения дефекты и напряжения в кристаллической решетке значительно уменьшают прочность трещиноватого материала, позволяет интенсифицировать процесс раскрытия сростков минерального сырья. В результате изменяются механические, химические и электрофизические свойства минералов и горных пород, что приводит к их разупрочнению, улучшению вскрытия упорных руд, изменению их магнитных и флотационных свойств, позволяет сократить время измельчения и повысить технологические показатели процесса обогащения.

При облучении водных систем дополнительное воздействие оказывают продукты радиолиза, которые действуют на продукты в водной фазе и на поверхность минералов, что приводит к изменению их механических, химических и флотационных свойств. Ионизирующие излучения являются источником энергии в химически активной форме и по своему действию эквивалентны введению в облучаемый объект сильного реактива. В случае облучения пульп поверхность минеральных частиц подвержена двойному воздействию – потоку быстрых частиц или гамма-квантов и химически активными продуктами радиолиза водной фазы, что позволяет при меньших поглощенных дозах излучения получить значительные изменения во флотационном поведении минералов Улучшение собирательных свойств флотационных реагентов происходит как за счет прямого действия на структуру реагента, так и за счет взаимодействия молекул или ионов реагента с химически активными продуктами радиолиза воды. Радиационно-химические воздействия могут быть использованы также для деструкции реагентов и соединений загрязняющих сточные воды обогатительных фабрик и для создания замкнутого водооборота. Высокая реакционная способность продуктов радиолиза воды при достаточной поглощенной энергии позволяет разрушать токсичные соединения или переводить их в нетоксичную форму.

Создание мощных промышленных ускорителей электронов открывает возможность для радиационного разупрочнения и изменения технологических свойств материалов после их облучения потоком электронов высокой энергии. Электронные ускорители для промышленного применения имеют высокую надежность, компактность, простоту управления и высокий к.п.д. (коэффициент превращения электрической энергии в энергию электронного пучка), достигающий у мощных импульсных ускорителей 30%, каскадных 50% и трансформаторных 90%. При высоких мощностях электроны не только инициирует радиационно-химические процессы, но и нагревает

облучаемый материал, приводя к одновременным радиационно-термическим превращениям. Применение электронных пучков от ускорителей исключает радиационные загрязнения.

Ускоренные электроны тратят энергию на неупругие и упругие соударения, а также тормозное излучение. При высоких энергиях электронов преобладают потери на тормозное излучение. При меньших энергиях основными становятся неупругие соударения с электронами среды. Возникающие при прохождении первичных электронов через вещество вторичные электроны (δ-электроны) в основном имеют низкую энергию и образуют в среде небольшие скопления ионизации и возбуждения на всем пути первичного электрона высокой энергии. Возникаюшие за счет первичных γ-квантов электроны обладают большим запасом кинетической энергии создают вторичные электроны, которым передается основная часть энергии. При одинаковом механизме действия γ-кванты обладают существенно большей глубиной проникновения, позволяющей обрабатывать большие объемы материалов. Это дает возможность наряду с электронными ускорителями использовать для облучения продуктов и сред мощные рентгеновские трубки на энергии сотни кэВ, что особенно удобно при проведении лабораторных и полупромышленных исследований.

Отказ от радиофобии открывает возможность широкого использования в технологических процессах мощных и дешевых источников излучения из различных радионуклидов, в том числе из отработавших твелов и других отходов атомной энергетики. На их основе можно создавать простые и надежные облучательные установки для радиационного воздействия на водные системы процессов обогащения полезных ископаемых. При используемой энергии облучаемые продукты не дают наведенной радиоактивности и установки должны снабжаться лишь местной биологической защитой.

Применение мощных потоков излучения высокой энергии не только позволяет интенсифицировать процессы, но и создает новые возможности в технологии обогащения полезных ископаемых.

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ВОРГАВОЖ» ПО ТЕХНОЛОГИИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

А.П. Татаринов, Г.В. Цыкунова, С.Г. Григорьев, Ю.Л. Николаев

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), Россия, г. Иркутск, e-mail: *tsikunovagv@mail.ru*

В последние полтора десятилетия кучное выщелачивание (КВ) золота и серебра, благодаря непрерывному совершенствованию этой технологии, стало широко использоваться для переработки рудного и техногенного сырья, разнообразного по своему химическому и минеральному составу. Специфика золоторудного сырья различных месторождений не позволяет копировать известные методы переработки руд и требует тщательной отработки режимов каждой технологической операции, проведения технико-экономических расчётов в каждом конкретном случае.

В ОАО «Иргиредмет» изучен вещественный состав и проведены лабораторные технологические исследования руды месторождения «Воргавож», расположенного в регионе полярного Урала, с целью оценки принципиальной возможности её переработки методом КВ.

Вмещающие оруденение породы представлены кварц-хлорит-серицитовыми сланцами. Структура породы гранонематолепидобластовая, текстура – сланцеватая. Порода состоит из кварца, калиевого полевого шпата, альбита, хлорита, интенсивно серицитизированная. Особенностью породы является интенсивное замещение её серицитом (15%), который, по данным рентгеноструктурного анализа, имеет структуру мусковита. Скопления хлорита (26%) развиваются неравномерно участками и микропрожилками, по которым отмечаются агрегаты карбонатов

доломита и кальцита (по 3%). Рудные минералы сохранились в небольшом количестве и представлены пиритом (меньше 1%), гематитом – 2%. Часть гематита замещена гётитом (1%). В реликтах отмечается магнетит (менее 1%).

Среднее содержание золота в руде 1,3 г/т, серебра – 0,44 г/т.

Минеральный состав на 95% представлен породообразующими минералами. Из рудных минералов отмечаются пирит (менее 1%), магнетит (менее 1%), гематит (2%), гётит (1%), халькопирит (0,1%), арсенопирит (0,03%) и сфалерит (0,024%). Пирит образует мелкую (0,01÷0,03 мм) вкрапленность в породе, магнетит встречается в реликтах размером 0,02÷0,03 среди скоплений гематита и гётита. Гематит и гётит развиваются по микротрещинам в породе, образуя иногда псевдоморфозы по магнетиту и сульфидам.

Халькопирит образует редкую мелкую вкрапленность, гнездообразные скопления размером до 0,03÷0,04 мм. Арсенопирит и сфалерит встречаются в виде мелкой редкой вкрапленности.

Золото и серебро в виде тонких вкрапленных выделений распределены крайне неравномерно. Содержание тонкого золота в руде находится в пределах 0,1÷0,3 г/т, серебра – 0,4 г/т. По результатам рационального анализа, данная руда является сравнительно легко цианируемым сырьём, прямым цианированием из руды извлекается 92,8% золота.

Для определения возможности выделения из руды грохочением обогащенных и обедненных по ценному компоненту классов, на технологической пробе руды исходной крупности, определяли ситовую характеристику с фиксацией золота по классам крупности.

По результатам лабораторных исследований извлечение золота повышается на 4,2% при дроблении с крупности минус 40 мм до крупности минус 20 мм. Дальнейшее додрабливание даже до 2 мм не дает прироста в извлечении золота.

Из-за низкой фильтруемости дроблёной руды проведены исследования по окомкованию, определён расход цемента – не менее 7 кг/т.

Для получения окончательных результатов, с целью вовлечения в промышленную эксплуатацию месторождения «Воргавож» по технологии кучного выщелачивания, необходимо провести комплексные технологические исследования на представительной пробе руды массой 2-3 т.

ПОТЕНЦИАЛЬНЫЙ ГОРНОРУДНЫЙ РАЙОН КАРЕЛИИ КАК ПРИМЕР КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Р.А. Хазов

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Петрозаводск

Приладожье - это один из самых благоприятных по географо-экономическому положению районов Карелии. По существующему структурно-тектоническому районированию Балтийского щита Приладожье является Юго-Восточной частью Ладожско-Ботнического геоблока.

По насыщенности и многообразию полезных ископаемых и времени их образования, Ладожско-Ботнический геоблок, включающий Юго-Западную Финляндию, является одним из наиболее интересных в научном и горно-промышленном отношениях районом Балтийского щита.

В Приладожье, считавшемся до 60-х годов XX века неперспективным районом, не были известны другие полезные ископаемые, за исключением калишпатового (пегматитового) сырья и выработанного мелкомасштабного комплексного (Fe, Cu, Sn, Zn, Ag, графит, Au, Cd, In) скарнового Питкярантского месторождения.

В середине 90-х годов XX века геологами СЗТГУ и научными сотрудниками Института геологии Карельского Филиала Академии Наук СССР здесь были установлены проявления Sn, W, редких элементов, Cu, Pb, V, Mo, Ti, Zn, Fe, РЗЭ, CaF_2.

Таблица. Промышленные запасы (категорий C_1, C_2) и прогнозные ресурсы (категорий P_1, P_2, P_3) руды, олова, оксида бериллия, цинка, железа, флюорита, графита по группе месторождений Кителя-Уксинской рудной зоны

Месторождение	Запасы, тыс.т.								
	Категория	Руда	Олово (Sn)	Цинк (Zn)	Железо (Fe)	(BeO)	Флюорит (CaF_2)	Графит (C)	Условное Sn** ср. содержание
Кителя	C_1+C_2	1194	6,386	5,7	264	-	-	-	
	Забалансовые	610	1,322	3,7	41	-	-	-	
	P_1	1350	3	-	-	-	-	-	
	C_1+C_2*	1789*	1,187	67,5*	-	-	-	-	
	C_2	1231	-	-	-	-	-	218	
Питкяранта. Новое рудное поле	P_1+P_2	1200	2,5	70,5	-	-	-	-	
Люпикко: 1. Хопунваара	C_2	3658	12,3	23,6	360	-	336	-	25,310 / 0,48%
	P_1	1607	3,6	10,1	160	-	252		
2. Хопунлампи	P_1	1940	5,65	44,6	-	-	-	-	
	P_1*	9500*	-	345,5*	-	-	-	-	
3. Юго-западное Люпикко	C_2	2160	5,4	17,38	315	2,38	250		17,547 / 0,48%
	C_2*	1420*		41*					
	P_1	1500	4,3	5,2	171	1,4	244		
	P_1*	480*		14,8					
Укса: 1. Восточное крыло	C_2	1740	4,3	3,5	-	1,04	46		
2. Западное крыло	C_2	2220	5,4	1,9	-	1,3	160		31,033 / 0,40%
	P_1	5505	14,8	6,4	488	3,1	312		
	C_2*	3227	1,3*	7,6*	-	2,3*	273*		
	P_1*	1123	0,6*	4,6*	-	0,8*	146*		
	P_1	2513						271	
ВСЕГО (по рудной зоне)		24634	68,858	192,18	1799	9,22	1600		
Отмеченные * и графит в подсчёт не включены		15730	1,9	413	-	3,1	419	489	

Примечание: **коэффициенты перевода: Sn - 1, BeO - 1, Zn - 0,031, Fe - 0,002, флюорит - 0,0125.

В северо-западном Приладожье выявлена щелочная серия (пироксенит-габбро-тенсбергит) горных пород, названных невоитом, меланоладогитом, мезо- и лейколадогитом. Эти породы представляют собой щелочнополевошпатовое (тенсбергит) и потенциальное комплексное стронций-барийсодержащее щелочнополевошпатовое, апатитовое и редкоземельно-титанитовое сырьё (невоит, ладогиты) в массивах:

1) Райвимяки, площадью ≈ 6 км^2, расположенного в 8 км. на северо-восток от ж/д станции Элисенваара,

2) Кайвомяки площадью ≈ 10 км^2, расположенного в 1 км юго-западнее от ж/д ст. Элисенваара. В них были выявлены трубки взрыва ладогалитов, изредка содержащие акцессорные микроалмазы в нодулях и мегакристах.

По результатам геологоразведочных работ и применяемых технологий обогащения, включая фьюмингование, некоторые из месторождений имеют промышленное значение (Sn, Zn, BeO, флюорит, Fe, Cu). В частности, оловоскарновое месторождение Кителя, разведка которого проводилась с 1964 г. и завершилась утверждением запасов в ГКЗ в декабре 1984 г. (таблица). Потребителем сырья (руда, концентрат) в доперестроечный период планировался завод «Рязцветмет» в г. Рязань. Перестройка

помешала и горнодобывающее предприятие не состоялось.

Параллельно разведочным работам на месторождении Кителя, на прилегающей к нему экзоконтактовой зоне рудоносного массива гранитов рапакиви, послеловательно продолжались общепоисковые и поисково-разведочные работы до 1987 г. Здесь в Кительско-Питкярантско-Уксинской рудной зоне расположились скарновые и скарново-грейзеновые месторождения: Кительское (скарновое), Питкярантское (Старое и Новое скарновые рудные поля), Люпикковские: Хопунваара (скарново-грейзеновое), Хопунлампи (скарновое), Юго-западное Люпикко (скарново-грейзеновое), Уксинские: Западного и Восточного крыльев соответственно (скарново-грейзеновое и скарновое). Общие запасы руды месторождений, извлекаемых компонентов, пересчёт запасов на условное олово приведены в таблице.

Компактное расположение месторождений, их непосредственная близость к авто и железной дорогам при общих запасах категорий C_1+C_2+P_1 (таблица) и присутствующих в рудах In, Cd, Ag, и др. обеспечат возможность работы одной обогатительной (с фьюминговым цехом) фабрики с большой производительной мощностью (до 1 млн. т. в год). Это значительно повысит рентабельность разработки месторождений.

Подсчитанные запасы бедных (забалансовых) руд по категории P_1 (в таблице отмечены *) впоследствии могут увеличить, при необходимости продолжительность работы горнорудного предприятия.

Кроме того, прирост запасов может быть увеличен за счёт рудопроявлений Южное Люпикко, Валкеа-лампи, Питкярантское Новое рудное поле и другие.

Таким образом, чтобы реализовать потенциальное состояние Северного Приладожья и превратить в действующий горнорудный район, необходимо долговременное крупное инвестирование для продолжения геологоразведочных работ (детальная разведка) для подтверждения прогнозируемых запасов (до категорий C_1+C_2), а также разработки и внедрения новых технологий обогащения руды месторождений, а затем и на строительство горнодобывающего предприятия с обогатительной фабрикой.

РЕЗУЛЬТАТЫ ИСПЫТАНИЙ ЭМУЛЬСИОННОГО МЕТОДА ОЧИСТКИ КОНЦЕНТРАТОВ ЛИПКОСТНОЙ И ПЕННОЙ СЕПАРАЦИЙ В СХЕМАХ ИХ ДОВОДКИ НА ОФ №8 АГОКА

В.А. Чантурия[1], Г.П. Двойченкова[1], А.С. Тимофеев[1] , Г.Х. Островская[1] , И.А. Коротких[2], А.С. Орлов[2]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва
[2]АГОК АК «АЛРОСА»

Опытом работы цехов доводки ОФ АК «АЛРОСА» установлено, что применяемый метод отмывки алмазосодержащих концентратов от органических веществ (жировая мазь, мазут) недостаточно эффективен. Данный факт приводит в процессе высокотемпературной сушки к образованию на поверхности кристаллов продуктов сгорания органических веществ и, соответственно, к снижению интенсивности свечения алмазов и эффективности их последующего извлечения методом рентгенолюминесцентной сепарации.

Для решения данной проблемы институтом ИПКОН РАН разработан эмульсионный метод отмывки алмазных кристаллов от органических примесей, основанный на применении научно обоснованной композиции из углеводородных компонентов и ПАВ, соотношение которых и методика применения позволяют последовательно растворять органические вещества с поверхности алмазных кристаллов с последующей промывкой водой и окончательной очисткой.

В лабораторных условиях разработан оптимальный состав эмульсии, состоящий из солярового масла и 30 % водного раствора ПАВ типа «ТЕМП» в соотношении 10:1 (по объему), а также способ ее применения, обеспечивающий на 98-100% очистку алмазных кристаллов от жировой мази и мазута. Принципиальная схема применения водно-органической эмульсии для отмывки алмазов от жировой мази приведена на рисунке.

Результаты лабораторных экспериментов позволили установить эффективность очистки алмазов от жировой мази и мазута разработанным эмульсионным методом, которая достигает 87,7%, что в 9 раз выше, чем в условиях применения стандартной технологии при тех же условиях (9,4%).

Рисунок 1. Принципиальная схема применения эмульсионной технологии отмывки алмазосодержащих концентратов от органических примесей

Результатами ранее выполненных исследований в схеме доводки алмазосодержащих концентратов на ОФ №3 Мирнинского ГОКа методом сравнительной оценки количества и качества суммарных концентратов липкостной и пенной сепараций, а также извлеченных из них кристаллов, установлена технологическая эффективность применения эмульсионной технологии отмывки, разработанной ИПКОН РАН, по следующим показателям:

1. Применение эмульсионного метода отмывки концентратов липкостной сепарации (-5+2мм) перед процессом высокотемпературной сушки в схеме их окончательной доводки увеличивает выход алмазов (кассу) в среднем в 2,5 раза;

2. Применение эмульсионного метода отмывки концентратов пенной сепарации(-2+0,5мм) перед процессом высокотемпературной сушки в схеме их окончательной доводки позволило увеличить выход алмазов (кассу) в среднем в 1,3 раза, при этом прирост алмазов класса -1+0,5мм в контрольном опыте увеличился в 4 раза.

Аналогичные исследования выполнены в цехе доводки алмазосодержащих концентратов на ОФ №8 Айхальского ГОКа.

В результате выполнения комплекса экспериментальных исследований получены следующие основные результаты:

Подтверждена эффективность в промышленных условиях разработанного состава эмульсии, приготовленной на основе углеводородных масел и ПАВ, и схемы ее применения для отмывки алмазосодержащих концентратов от жировой мази и мазута перед процессом высокотемпературной сушки.

Выполнена оценка технологической эффективности применения водоэмульсионной технологии для доводочных операций алмазосодержащих продуктов и определены основные направления ее реализации в промышленных условиях.

Методами РФС, ИКС и УФС подтверждена высокая эффективность очистки алмазных кристаллов разработанной эмульсией

Результатами предварительных испытаний, представленными в таблицах 1 и 2, на основании сравнительной оценки количества и качества суммарных концентратов липкостной и пенной сепараций, а также извлеченных из них кристаллов, установлена технологическая эффективность применения эмульсионной технологии отмывки в условиях участка доводки ЦД ОФ №8 по следующим показателям:

1. Результаты, представленные в таблице 1, показывают, что при использовании водоэмульсионной технологии отмывки концентрата липкостной сепарации перед его высокотемпературной сушкой извлечение составляет 93,5% (по классу крупности -6+2 мм) и 95,5% (по классу крупности -2+0,5 мм) при общем показателе извлечения 94,7% (по классу крупности -6+0,5 мм). По стандартной технологии отмывки концентрата липкостной сепарации перед его высокотемпературной сушкой извлечение составляет по классу крупности -6+2 мм – 73,1%, по классу крупности -2+0,5 мм – 95,9% при общем показателе извлечения по классу крупности -6+0,5 мм - 84,6%, что на 10,1% ниже по сравнению с показателями при использовании испытываемой технологии. В результате проведенных операций было дополнительно извлечено алмазов в количестве 43% от общих потерь по данному классу крупности.

Таблица 1. Сравнительные технологические показатели работы схемы доводки концентрата липкостной сепарации на УД ОФ №8

Условие обработки концентрата липкостной сепарации	Исходный продукт, гр.	Концентрат, гр.			Хвосты, гр.			Извлечение, %		
		-6+2	-2+0,5	-6+0,5	-6+2	-2+0,5	-6+0,5	-6+2	-2+0,5	-6+0,5
стандартная технология	34191,9	22,0	164,9	186,9	13630,0	20375,0	34005,0	73,1*	95,9**	84,6**
водоэмульсионная отмывка	30235,4	11,3	159,1	170,4	11380,0	18685,0	30065,0	93,5	95,5	94,7

*Извлечение алмазов в концентрат с учетом невидимых (покрытых пленкой) кристаллов и извлеченных из хвостов после отмывки его по водоэмульсионной технологии

**Извлечение алмазов в концентрат без учета невидимых (покрытых пленкой) кристаллов

Необходимо отметить, что поверхность материала, обработанного по стандартному режиму, покрыта плотной черной пленкой, образованной при сгорании органических веществ в процессе термической сушки и препятствующей последующему извлечению алмазов методом РЛС.

2. Результаты, представленные в таблице 2, показывают, что использование водоэмульсионной технологии отмывки концентрата пенной сепарации позволяет повысить эффективность всех доводочных операций. При этом общее извлечение алмазов в концентрат по классу -2 + 0,5 мм составило 75,7%, что на 24,4% выше, чем при использовании стандартной технологии отмывки алмазосодержащего материала.

Таблица 2. Сравнительные технологические показатели работы схемы доводки концентрата пенной сепарации на УД ОФ №8

Наименование продукта		Условие обработки концентрата пенной сепарации							
		по стандартной технологии				водоэмульсионная отмывка			
		-2+1	-1+0,5	-2+0,5	Сокращение	-2+1	-1+0,5	-2+0,5	Сокращение
Исходный продукт, гр.		1208,3	11023,1	12231,4	0	1219,1	10587,1	11806,2	0
Хвосты, гр.	ЭВС	565	4715	5280	1,76	620	5595	6215	2,11
	ЭКС	154	2344	2498	1,56	220	2974	3194	2,33
	РЛС	489	3954	4443	428,21	379	2014	2393	566,72
Концентрат, гр.		0,3	10,1	10,4	-	0,1	4,1	4,2	-
Извлечение, %		-	-	51,3	-	-	-	75,7	-

Кроме того, испытаниями, выполненными в условиях ОФ №8 АГОКа, подтверждены ранее полученные в условиях ОФ №3 МГОКа общие технологические эффекты, сопутствующие повышению извлечения и качества алмазных концентратов:

1. Продолжительность отмывки алмазосодержащих концентратов не превышает 1-3 мин;
2. Установлена возможность сокращения времени сушки отмытых эмульсией концентратов при снижении температурного режима. При температуре 150-200град. время сушки концентрата, отмытого эмульсией, составляет 5-10мин. против 30-40мин. для концентрата, отмытого горячей водой с содой;
3. Отмывка кимберлитовых алмазосодержащих концентратов эмульсионным методом полностью исключает возможность их возгорания в процессе высокотемпературной сушки;
4. Кратность использования эмульсии ограничивается предельным содержанием растворенных в ней органических компонентов, когда способность эмульсии растворять их в себе практически утрачивается, при этом плотность эмульсии с растворенными в ней компонентами жировой мази и мазута является параметром автоматического контроля для оценки возможности ее использования в последующем цикле.

Сравнительная оценка качества поверхности алмазов, отмытых с использованием разработанного эмульсионного метода и по стандартной технологии, выполненной с применением методов РФС, ИКС, УФС и ДТА позволила установить:

- степень очистки алмазов от жировой мази эмульсионным методом в условиях проведения эксперимента достигает 99% -100 %, что позволяет восстановить люминесцирующую способность кристаллов до природных значений;
- предварительная перед термообработкой отмывка кристалла от жировой мази с использованием горячей воды и содового раствора не восстанавливает чистоту их поверхности; интенсивность люминесценции алмазов в данных условиях практически отсутствует.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ в рамках комплексного проекта № 2010-218-01-001 по созданию высокотехнологичного производства с участием высшего российского учебного заведения.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАЩЕНИЯ ТОНКОЗЕРНИСТЫХ ЧАСТИЦ ПРИ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ВО ВЗВЕШЕННОМ СОСТОЯНИИ

В.Б. Чижевский, Е.Ю. Дегодя, Н.А. Мудрых

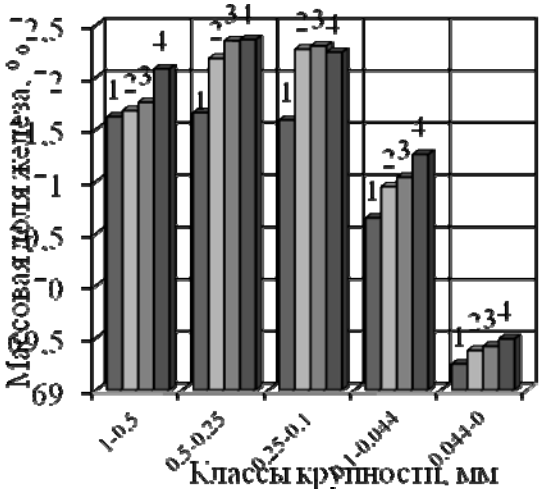
Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ФГБОУ ВПО «МГТУ»), Россия, г. Магнитогорск

Сухая магнитная сепарация тонкозернистых сильномагнитных материалов затруднена слипанием частиц и образованием флокул, что влияет на качество и извлечение магнитной

фракции. Агрегирование частиц происходит под действием молекулярных, механических, магнитных и капиллярных сил. Анализ этих сил показал, что при адгезии частиц значительную роль играет сила сцепления между ними, которая обусловливается молекулярным притяжением этих частиц. При снижении крупности частиц сила тяжести уменьшается пропорционально d3, а сила сцепления частиц уменьшается пропорционально d2. При этом коэрцитивная сила увеличивается. Установлено, что при снижении крупности частиц с 0,2 до 0,02 мм коэрцитивная сила возрастает с 5,0 до 9,0 кА/м, что будет приводить к увеличению сил адгезии и сцепления.

Известно, что пограничный диаметр частиц, ниже которого сила сцепления превышает силу тяжести и эффективность СМС снижается, определяется по формуле $d \le \sqrt{\frac{6A\sigma}{\pi g \delta}}$ и для магнетита составляет 0,08-0,1 мм. Для установления пограничного диаметра частиц при сепарации во взвешенном состоянии, при котором происходит неоднократный подъем и отрыв частиц, изучена эффективность разделения тонкозернистого материала - смеси магнетита и кварца крупностью 1-0,5; 0,5-0,25; 0,25-0,1; 0,1-0,044 и 0,044-0 мм.

Результаты разделения, представленные на рисунке, показали, что при снижении крупности смеси магнетита и кварца с 1,0 до 0,25 мм извлечение железа в магнитный продукт практически не изменяется, а массовая доля железа увеличивается. При снижении крупности частиц до 0,044 мм извлечение железа в магнитный продукт и массовая доля железа снижается, что обусловлено, вероятно, агрегированием частиц, так как с уменьшением крупности частиц коэрцитивная сила увеличивается, а сила тяжести уменьшается. Таким образом, при уменьшении крупности магнетитовой фракции с 0,1 до 0,044 мм коэрцитивная сила увеличивается.



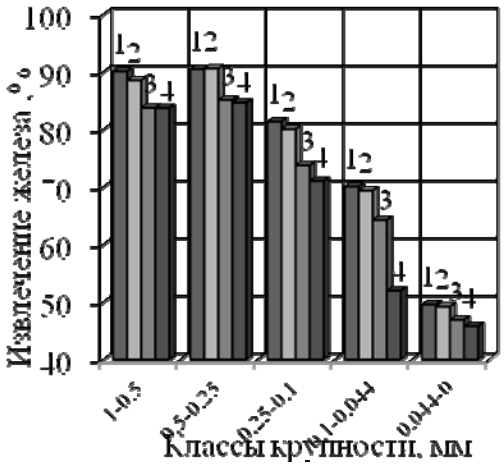


Рисунок. Влияние крупности смеси магнетита и кварца на показатели сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии при различной высоте подъема магнитной системы h, мм: 1 - 5; 2 - 10; 3 - 20; 4 - 30

Приведенные данные показывают, что смесь кварца и магнетита крупностью 0,1-0,044 мм разделяется достаточно эффективно. При оптимальной высоте подъема магнитной системы 0,01 м извлечение железа в магнитный продукт составило 69,4% при массовой доле железа 70,95%. Это объясняется достаточно высокой удельной магнитной восприимчивостью зерен данного класса крупности и, благодаря неоднократному притягиванию и отрыву частиц от магнитной системы, качество остается высоким. Разделение смеси крупностью 0,044-0 мм протекает крайне неэффективно. Извлечение железа в магнитный продукт составляет от 45,8 до 49,6% при массовой доле железа от 69,35 до 69,49%. Низкое извлечение железа объясняется более низкой

удельной магнитной восприимчивостью тонких частиц, а снижение массовой доли железа происходит вследствие образования более прочных неизбирательных флокул и меньшей вероятностью отрыва. Таким образом, при сепарации во взвешенном состоянии глубина обогащения составляет 0,044 мм.

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД ЧЕРНОРЕЧЕНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В.Б. Чижевский, О.П. Шавакулева

Федеральное государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (ФГБОУ ВПО «МГТУ»), Россия, г. Магнитогорск

В связи с отработкой на Урале месторождений магнетитовых руд возникает проблема обеспечения металлургических предприятий собственным сырьем. Запасы титаномагнетитовых руд на Урале практически неограничены. Одним их перспективных месторождений титаномагнетитовых руд является Чернореченское.

На Чернореченском месторождении в зависимости от количества рудообразующихся минералов в породе выделяются два морфологических типа руд: сплошные титаномагнетитовые и вкрапленные руды.

Сплошные титаномагнетитовые руды представляют собой породу сложенную магнетитом и ильменитом, включение нерудных минералов составляют до 25% и представлены в основном зернами плагиоклаза, роговой обманки и хлорита. Данный тип является преобладающим на Чернореченском месторождении.

Вкрапленные руды в зависимости от массовой доли в них железа и двуокиси титана делятся на богатые и бедные (табл.1).

Таблица 1. Подтипы вкрапленных титаномагнетитовых руд

Подтип руды	Массовая доля,%	
	Fe	TiO_2
Богатая вкрапленная титаномагнетитовая руда	более 25	более 10
Бедная вкрапленная титаномагнетитовая руда	20-25	6-10

Наибольшее развитие в пределах Чернореченского месторождения имеют бедные вкрапленные руды.

Средний химический состав руд представлен в табл. 2.

Таблица 2. Химический состав руд Чернореченского месторождения

Тип руд	Массовая доля,%				
	Fe	TiO_2	V_2O_5	P	S
Сплошная руда	47,52	12,66	0,66	0,008	0,15
Бедная вкрапленная руда	23,27	7,42	0,33	0,023	0,33

Минералогический состав сплошных руд Чернореченского месторождения в общих чертах аналогичен с рудами Копанского и Кусинского месторождений. Рудные минералы представлены магнетитом, гематитом, ильменитом, рутилом и незначительным количеством гидроокислов железа и сульфидов. Магнетит является наиболее распространенным минералом в составе как сплошных, так и вкрапленных руд. Размеры зерен магнетита колеблются от 0,05-0,08 до 1,5-2 мм. В большинстве выделений магнетит пронизан нерудными вкраплениями, размеры которых колеблются от долей микрона до 0,1 мм. Ильменит по степени распространения является вторым

рудообразующим минералом. Форма выделений ильменита, как и их размеры, довольно разнообразны. Можно отметить следующие:

1. Крупные участки и их скопления до нескольких миллиметров среди магнетита.

2. Зерна и отдельные агрегаты различной величины размером от 0,08-0,3 до 0,3-0,6 мм, развитые преимущественно по межзерновым промежуткам в магнетите и образующие с ним взаимное прорастание.

3. Точечные зерна, пластинчатые включения и каплевидные выделения в магнетите, ильменит довольно густо и часто проростает магнетит, по различным направлениям, создавая решетчато-сетчатые структуры.

Характеристика титаномагнетитовых руд Чернореченского месторождения свидетельсвует о сложности их вещественного состава, тесное взаимопрорастание минералов и весьма тонкую их вкрапленность. Данное месторождение можно отнести к группе месторождений, в которых титаномагнетит представлен структурой срастания магнетита и ильменита, что предопределяет более легкую степень обогатимости данных руд, по сравнению с рудами месторождений Качканарское, Малый Куйбас и Тымлай.

Для переработки руд Чернореченского месторождения возможно применение различных технологий обогащения с использованием как магнитно-гравитационных, так и магнитно-флотационных технологий с различными реагентными режимами. В результате обогащения возможно получение железованадиевого и ильменитового концентратов. Предварительные исследования позволили разработать технологию переработки титаномагнетитовых руд.

При тонкой вкрапленности минералов в титаномагнетитовой руде, когда зерна магнетита пронизаны точечными и пластинчатыми включениями ильменита, которые составляют от долей микрона до 0,1 мм, необходима доводка полученного железованадиевого концентрата. Технология доводки заключается в создании оптимальных условий для раскрытия сростков и избирательного разделения минералов, что обеспечивает повышение массовой доли железа в железованадиевом концентрате с 55,4-57,9 до 60,0-62,0% при уменьшении массовой доли диоксида титана с 10,5-13,1 до 5,8-4,1%. При этом в цикле доводки чернового концентрата выделяется ильменитовый концентрат с массовой долей диоксида титана 39,1-40,4%. В ильменитовом цикле получается концентрат с массовой долей диоксида титана 42,2-44,5% при извлечении 47,2-49,7%, который объединяется с ильменитовым концентратом доводки. Некоторая часть получаемого железованадиевого концентрата с массовой долей диоксида титана 5,8-4,1% может быть подшихтована к магнетитовым и железосодержащим компонентам шихты для традиционной металлургии, а остальная его часть должна перерабатываться с применением новых технологических процессов.

Комплексная переработка железованадиевого концентрата позволит широко использовать титаномагнетитовые руды и обеспечить железорудным сырьем предприятия Южного Урала.

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ФОТОЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ДВУХСТАДИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ

Л.В. Шумилова

Государственное образовательное учреждение среднего профессионального образования
Забайкальский горный колледж имени М.И. Агошкова (ГОУ СПО «ЗабГК им. М.И. Агошкова»),
Россия, г. Чита, e-mail: shumilovalv@mail.ru

Для эффективной подготовки труднообогатимых руд и техногенного сырья к выщелачиванию золота перспективными являются методы двухстадиального окисления, основанные на фотоэлектрохимическом воздействии на растворы реагентов с образованием сильных окислителей

(активных форм кислорода и хлорсодержащих соединений) с последующим биоокислением упорных минералов, реализуемым в кюветном варианте [Пат. 2350665. Способ кюветно-кучного выщелачивания металлов из минеральной массы / Секисов А.Г., Резник Ю.Н., Зыков Н.В., Шумилова Л.В., Лавров А.Ю., Манзырев Д.В., Климов С.С., Королев В.С., Конарева Т.Г. – № 2007118333/03 (019956); заявл. 16.05.2007; опубл. 27.03.09. Бюл. № 9.; Пат. 2361937. Способ подготовки упорных сульфидных руд и концентратов к выщелачиванию / Секисов А.Г., Резник Ю.Н., Шумилова Л.В., Зыков Н.В., Лавров А.Ю., Королев В.С., Конарева Т.Г. – № 2007145306/02 (049635); заявл. 06.12.2007; опубл. 20.07.09. Бюл. № 20.].

Предварительная подготовка поверхности упорных минералов двухстадиальным окислением для последующего извлечение золота цианидным выщелачиванием зависит как от геолого-минералогических, так и от физико-химических, биологических и технологических параметров двухстадиального окисления (рис.).

При проведении лабораторных исследований нескольких десятков проб упорного сырья, известные аналитические и полученные экспериментальные зависимости, позволили определить основные параметры двухстадиального окисления, влияющие на эффективность процесса извлечения золота выщелачиванием (табл.).

Впервые на основании обработки экспериментальных данных двухстадиального окисления с использованием математической статистики по методу Протодьяконова получены следующие зависимости для сульфидных руд и техногенного сырья: степени окисления сульфидных минералов и сульфидной серы от продолжительности фотоэлектрохимического окисления; степени двухстадиального окисления (обобщенные уравнения связи) от параметров фотоэлектрохимических воздействий.

Физико-химические параметры	Технологические параметры
– pH среды	– Т:Ж в пульпе
– Eh	– способ перемешивания и аэрации
– электродный потенциал минералов	– крупность материала
– t° C	– продолжительность выщелачивания
– степень аэрации пульпы	– требования к продуктам окисления
– концентрация кислорода и углекислого газа	– продолжительность фотоэлектрохимического окисления
– продолжительность облучения воздуха	– продолжительность биоокисления
– концентрация генерируемого озона	– продолжительность активации
– концентрация активных форм кислорода	– объем активированной пульпы
– концентрация активных форм кислорода и хлорсодержащих соединений	– доля руды, поступающей на кучное выщелачивание
– продолжительность барботажа озонированным воздухом	– степень окисления сульфидных минералов и сульфидной серы
– напряжение на электродах в электролизере	
– концентрация серной кислоты	
– расход хлорида натрия	

Биологические параметры
– возраст культур
– адаптационные свойства культур
– минеральный состав питательной среды
– сочетание культур
– концентрация биомассы
– активность биомассы

Рисунок. Основные параметры процесса двухстадиального окисления геоматериала

Таблица. Основные параметры, определяющие эффективность процесса двухстадиального окисления упорного сырья перед выщелачиванием золота

Основные параметры	Аналитические и экспериментальные зависимости
Геолого-минералогическая составляющая: - вид, доля сульфидных минералов и органического вещества в составе упорного минерального сырья. Баланс распределения элементов по минералам, которые необходимо окислить	$N_x = \frac{C_x K_x}{C_x K_x + C_y K_y + C_x K_y} \cdot 100\ \%$
Технологическая составляющая: - активная удельная поверхность окисления	$A = \frac{k_{к.о.}}{F_{уд}},\ k_{к.о.} = -\frac{1}{\tau_i}\ln\left\{\exp\left[\frac{zF}{RT}(\varphi_{i+1} - \varphi_i)\right] - 1\right\}$
- степень окисления элементов	$\beta_{Fe_s} = 100 - \frac{C_{Fe^{3+}} \cdot \gamma}{C^0_{Fe^{2+}}};\ \beta_{S_s} = 100 - \frac{C_{SO_4^{2-}} \cdot \gamma}{C^0_{S^{2-}}};$
- степень окисления геоматериала в зависимости от продолжительности фотоэлектрохимического окисления:	$\beta_{As_s} = 100 - \frac{C_{As^{5+}} \cdot \gamma}{C^0_{As^{3+}}}$
- сульфидных минералов техногенного сырья (огарков)	$У_1'(\beta'_{сульф.мин})=10\cdot(0,85+1,02+\log(X)-0,2+\log(X)\cdot 2),$
- сульфидной серы техногенного сырья (огарков)	$У'_2(\beta'_{S_s})=10\cdot(0,71+1,01+\log(X)-0,17+\log(X)\cdot 2),$
- сульфидных минералов сульфидной руды	$У_3'(\beta'_{сульф.мин})=10\cdot(0,84+1,01+\log(X)-$ $-0,21+\log(X)\cdot 2),$
- сульфидной серы сульфидной руды	$У_4'(\beta'_{S_s})=10\cdot(0,89+1,01+\log(X)-0,22+\log(X)\cdot 2).$
- сульфидных минералов техногенного сырья (хвостов обогащения)	$У_5'(\beta_{сульф.мин})=49,78+10,64+\log(X)$
- сульфидной серы техногенного сырья (хвостов обогащения)	$У_6'(\beta_{S_s})=49,96+10,68+\log(X)$
- рациональные параметры фотоэлектрохимического окисления	$X_{opt}= t_1 = 6\text{-}12$ ч, ($\beta'_{сульф.мин}= 40\text{-}52\%$; $\beta'_{S_s} = 30\text{-}42\%$ $x=m\cdot 3,8\cdot 10^9$
- количество клеток в 1 мл раствора	
- степень двухстадиального окисления геоматериала в зависимости от параметров фотоэлектрохимических воздействий:	
- сульфидных минералов техногенного сырья (огарков)	$У_1(\beta_{сульф.мин})=51,27+10,86\cdot\log(t_{бар})+11,31\cdot\log(U_э)+$ $+2,40\cdot\log(t_{бар})\cdot\log(U_э)+11,43\cdot\log(t_{обл})+2,42\cdot\log(t_{обл})\cdot$ $\cdot\log(t_{бар})+2,52\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(U_э)+10,50\cdot\log(K)+$ $+2,23\cdot\log(K)\cdot\log(t_{бар})+2,32\cdot\log(K)\cdot\log(U_э)+$ $+2,34\cdot\log(K)\cdot\log(t_{обл}),$
- сульфидной серы техногенного сырья (огарков)	$У_2(\beta_{S_s})=58,93+12,16\cdot\log(t_{бар})+12,53\cdot\log(U_э)+$ $+2,59\cdot\log(t_{бар})\cdot\log(U_э)+12,46\cdot\log(t_{обл})+2,57\cdot$ $\log(t_{обл})\cdot\log(t_{бар})+2,65\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(U_э)+11,99\cdot$ $\cdot\log(K)+2,47\cdot\log(K)\cdot\log(t_{бар})+2,55\cdot\log(K)\cdot\log(U_э)+$ $+2,54\cdot\log(K)\cdot\log(t_{обл}),$
- сульфидных минералов сульфидной руды	$У_3(\beta_{сульф.мин})=48,72+10,30\cdot\log(t_{бар})+10,41\cdot\log(U_э)+$ $+2,20\cdot\log(t_{бар})\cdot\log(U_э)+10,32\cdot\log(t_{обл})+2,18\cdot$ $\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(t_{бар})+2,21\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(U_э)+10,48\cdot$ $\cdot\log(P)+2,22\cdot\log(P)\cdot\log(t_{бар})+2,24\cdot\log(P)\cdot\log(U_э)+$ $+2,22\cdot\log(P)\cdot\log(t_{обл}),$

Основные параметры	Аналитические и экспериментальные зависимости
- сульфидной серы сульфидной руды - сульфидных минералов техногенного сырья (хвостов обогащения) - сульфидной серы техногенного сырья (хвостов обогащения) - рациональные параметры биоокисления и двухстадиального окисления - полнота вскрытия сульфидных минералов, содержащих нановключения золота: удельное количество окисляемого химического элемента	$У_4(\beta_{S_s})=48{,}28+10{,}16\cdot\log(t_{бар})+10{,}32\cdot\log(U_э)+2{,}17\cdot\log(t_{бар})\cdot\log(U_э)+10{,}28\cdot\log(t_{обл})+2{,}16\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(t_{бар})+2{,}20\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(U_э)+10{,}39\cdot\log(P)+2{,}19\cdot\log(P)\cdot\log(t_{бар})+2{,}22\cdot\log(P)\cdot\log(U_э)+2{,}21\cdot\log(P)\cdot\log(t_{обл})$, $У_5(\beta_{сульф.мин})=32{,}09+6{,}86\cdot\log(t_{бар})+7{,}00\cdot\log(U_э)+1{,}50\cdot\log(t_{бар})\cdot\log(U_э)+6{,}91\cdot\log(t_{обл})+1{,}48\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(t_{бар})+1{,}51\cdot\log(t_{обл})\log(U_э)+7{,}07\cdot\log(K)+1{,}51\cdot\log(K)\cdot\log(t_{бар})+1{,}54\cdot\log(K)\cdot\log(U_э)+1{,}52\cdot\log(K)\cdot\log(t_{обл})$, $У_6(\beta_{S_s})=19{,}43+4{,}14\cdot\log(t_{бар})+4{,}26\cdot\log(U_э)+0{,}91\cdot\log(t_{бар})\cdot\log(U_э)+4{,}23\cdot\log(t_{обл})+0{,}90\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(t_{бар})+0{,}93\cdot\log(t_{обл})\cdot\log(U_э)+4{,}30\cdot\log(K)+0{,}92\cdot\log(K)\cdot\log(t_{бар})+0{,}94\cdot\log(K)\cdot\log(U_э)+0{,}94\cdot\log(K)\cdot\log(t_{обл})$ t_2= 48-50 ч, $\beta_{сульф.мин}$= 90-94%; β_{S_s} = 86-91% $G_{Fe_s}=\frac{N_{Fe_s}}{F_{Fe_s}}$, $G_{S_s}=\frac{N_{S_s}}{F_{S_s}}$, $G_{As_s}=\frac{N_{As_s}}{F_{As_s}}$.

где N_x - доля элемента, приходящаяся на минерал X (в относит.%); C_x - содержание рассчитываемого элемента в минерале (массов.%); K_x - количество минерала в руде (массовое%); X, У - минералы руд, используемые в расчетах; kк.о. – подэкспоненциальный множитель кинетики окисления минеральных частиц; Fуд. – удельная поверхность сульфидных минералов; τ_i – время окисления i-го измерения, с; z – заряд собственного иона; F – число Фарадея, Кл/моль; T – температура, °К; R – универсальная газовая постоянная, Дж/(К·моль); φ_i, φ_{i+1} – окислительно-восстановитель-ный потенциал соответственно в i-м и (i+1)-м измерении, мВ; X – продолжительность процесса физико-химических воздействий, ч; $t_{бар}$ – продолжительность барботажа, ч; $U_э$ – напряжение в электролизере, В; $t_{обл.}$ – продолжительность облучение при одинаковом расстоянии от источника излучения до поверхности пульпы (раствора) и типе источника, мин; К – концентрация раствора H_2SO_4,%; Р – расход NaCl, г/т; ε_{Au} – извлечение золота,%; $\beta_{сульф.мин.}$, β_{Fe_s}, β_{S_s}, β_{As_s} - степень окисления сульфидных минералов, сульфидного железа, сульфидной серы, сульфидного мышьяка,%; γ – выход остатка от окисления (кека),%; *x* – количество клеток в 1 мл; m - концентрация биомассы, г/л; $T_{обр}=t_1+t_2$ – время обработки сырья при двухстадиальном окислении, ч.

Расчетная модель регулируемых параметров двухстадиального окисления позволяет предварительно, до проведения лабораторных исследований, определить возможность достижения заданных значений степени окисления сульфидных минералов и сульфидной серы упорного минерального сырья перед выщелачиванием в зависимости от вещественного состава, от которых зависит эффективность и полнота извлечения золота. При получении неприемлемых показателей можно заранее снизить финансовый риск вложений в проведение исследований, а при получении оптимальных значений степени окисления - эта информация является достаточной для принятия решения о дальнейшем проведении разведочных работ и экспериментальных исследований.

Таким образом, результаты экспериментальных исследований процесса двухстадиального окисления сульфидных минералов позволили доказать возможность повышения эффективности подготовки сырья сложного вещественного состава к извлечению золота на основе регулирования параметров фотоэлектрохимических воздействий.

СЕКЦИЯ 4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ, ЭКОНОМИЧЕСКИЕ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ – ОТСЕВОВ ДРОБЛЕНИЯ ГРАНИТНОГО ЩЕБНЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ ШИРОКОЙ НОМЕНКЛАТУРЫ ТОВАРНЫХ ИЗДЕЛИЙ

В.А. Арсентьев[1], А.Д. Самуков[2], А.Д. Шулояков[3]

[1]НПК «Механобр-техника», Россия, г. Санкт-Петербург
[2] ЗАО «Интерстройпроект», Россия, г. Санкт-Петербург

В настоящее время в строительной промышленности Российской Федерации выпускается около 300 млн. м^3 щебня в год. При этом около 30% горной породы уходит в отходы, а это примерно 90 млн. м^3 складирующихся отсевов, занимающих огромные площади плодородных земель, которые порой невозможно рекультивировать.

В настоящее время, в рамках государственного контракта №14.527.12.0005 проводится работа по созданию опытно-промышленного комплекса для переработки отсевов дробления гранитного щебня с получением строительных изделий и материалов (рисунок).

Создание комплекса предусматривается за счет разработки технологий и оборудования для их реализации, позволяющих, кроме получения целевых фракций щебня, использовать некондиционные отсевы (0-5 мм) для изготовления дополнительной товарной продукции и снижения экологического ущерба от складирования отходов.

Технология утилизации отсевов включает в себя пять технологических процессов (линий), взаимосвязанных между собой:

1. Производство товарного щебня. В его основу заложены принципы интенсивного отсева некондиционных мелких фракций с одновременным обезвоживанием материала поступающего на дробление с 7-9% до 4-5% влажности и новые виды виброимпульсных воздействий на дробимый материал, реализуемые в разработанной вибрационной дробилке с пониженной степенью дробления, позволяющей модифицировать форму и гранулометрический состав минеральных зерен с получением в продукте дробления щебня с низким содержанием лещадных зерен.

2. Процесс сушки и обеспыливания доводит остаточную влажность отсевов до 2-х и менее процентов.

3. Фракционирование отсевов осуществляется с целью разделения модифицированных отсевов на узкие классы крупности. Для улучшения качества выделяемых фракций в основу технологии фракционирования отсевов приняты новые более интенсивные виды вибрационных воздействий, реализуемые в разработанном НПК «Механобр-техника» грохоте, отличающемся усиленной конструкцией, позволяющей осуществить процесс многофракционной классификации материала при больших частотах вибрации с меньшей амплитудой колебаний.

4. Производство вибропрессованных изделий. Применены прогрессивные способы переработки минерального сырья, заключающиеся в обработке пылевидной фракции отсевов в вибродробильном оборудовании совместно с вяжущим, позволяющие снизить его расход и улучшить реологические свойства мелкозернистой бетонной смеси.

5. Производство гранулированного заполнителя. В основу технологии заложена обработка сухой смеси, состоящей из пылевидных фракций отсевов и порообразователя, вяжущим на тарельчатом грануляторе с последующей сушкой и обжигом полученных гранул.

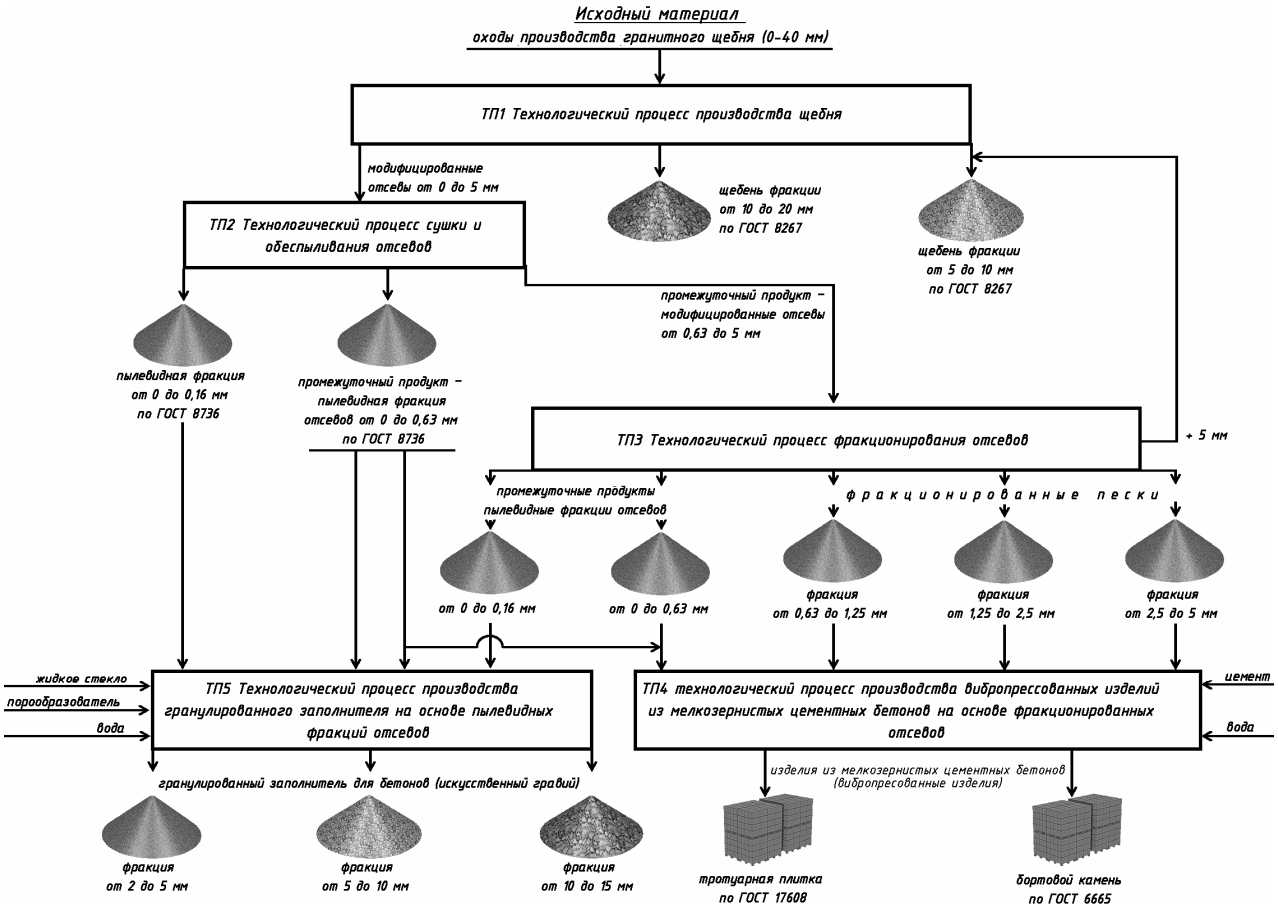


Рисунок. Блок схема комплекса по переработке отсевов

Результатом реализации разработанных технологических процессов предполагается безотходная переработка отсевов с получением двух фракций товарного щебня и строительных изделий: легкого гранулированного заполнителя и вибропрессованной бетонной продукции (таблица).

Таблица. Ориентировочные показатели опытно-промышленного комплекса для переработки отсевов

№ п/п	Продукция опытно-промышленного комплекса	Характеристики	Объём производства, т/год
1	Щебень фракции 10-20 мм	в соответствии с ГОСТ 8267	34060
2	Щебень фракции 5-10 мм	в соответствии с ГОСТ 8267	64310
3	Фракционированные пески	фракция 2,5-5 мм	85141
4	Гранулированный заполнитель для бетонов (искусственный гравий)	фракции: 2-5 мм 5-10 мм 10-15 мм	3411 5116 25583
5	Тротуарная плитка	в соответствии с ГОСТ 17608	34099
6	Бортовой камень	в соответствии с ГОСТ 6665	22377

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ТЕХНОГЕННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПЕСКОВ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ

Р.В. Богомяков, Н.М. Литвинова, А.В. Александров

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, e-mail: IGD@rambler.ru

Согласно данным геологических исследований и анализа эксплуатационных работ, золотоносные россыпи Дальнего Востока России содержат до 80% глинистой фракции.

На территории Хабаровского края и Еврейской автономной области высокое содержание глинистой фракции в составе рыхлых отложений золотоносного пласта и высокое содержание мелкого золота отмечается на месторождениях – р. Белая, ручей Заманчивый, река Большой Кайгачан, река Малая Нивагли, ручей Малый Киткан, ручей Северный, ручей Ерничный, ручей Генриховский, ручей Кутума (Сорокин А.П**.** Атлас основных золотороссыпных месторождений юга Дальнего Востока и их горно-геологические модели).

Россыпи с высокой глинистостью и мелким золотом эксплуатируются в ограниченном масштабе по причине отсутствия технологически эффективных технологий. В качестве объектов исследования использовались глинистые золотосодержащие пески россыпей Хабаровского края - месторождения «Колчан», «Болотистый», «Кремень». Наличие мелкого, очень мелкого и тонкого золота в исследуемых материалах, а также присутствие в составе рыхлых отложений, большого количества труднопромывистого глинистого материала является основной причиной значительных потерь золота.

По результатам исследований технологических проб золотоносных песков установлено высокое содержание глинистой фракции (рисунок).

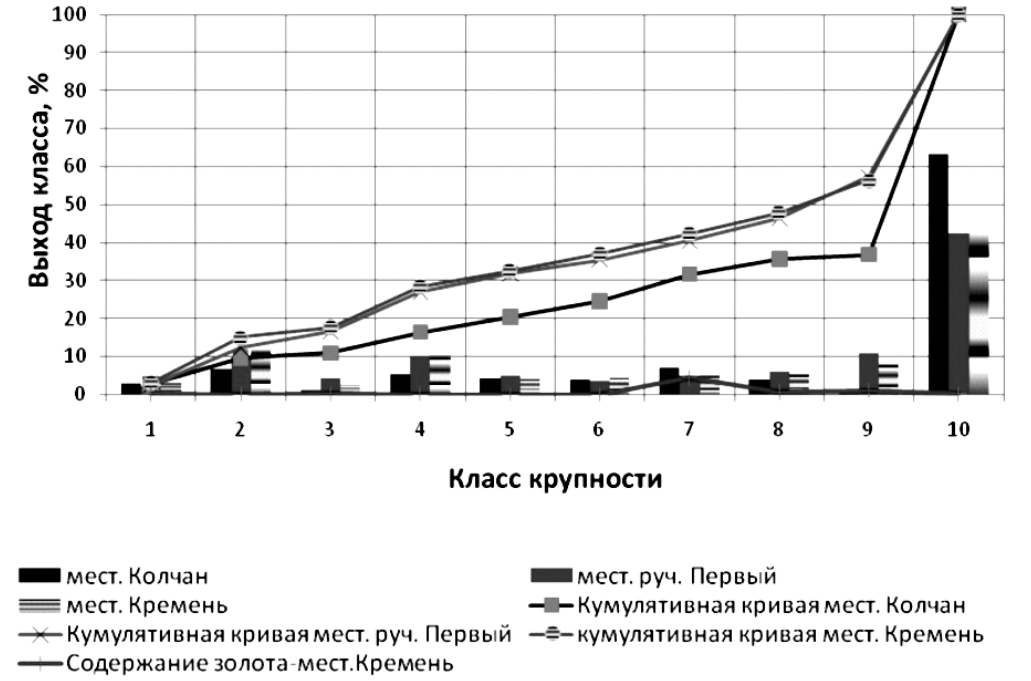


Рисунок. Гранулометрический состав золотоносных песков:
1 – +40 мм, 2 – - 40+10 мм, 3 – -10+6 мм, 4 – - 6+2 мм, 5 – - 2+1 мм, 6 – - +0,5 мм, 7 – - 0,5+0,2 мм, 8 – -0,2+0,1 мм, 9 – -0,1+0,071 мм, 10 – -0,071+0 мм

Анализ приведенных данных, показывает, что от 42 до 63,12% составляет суглинок

(класс -0,071+0,0 мм). Распределение золота по классам крупности неравномерное для всех исследуемых объектов, основная доля его концентрируется в руде фракций -2,0+0,1 и -0,1+0,071 мм. Ситовым анализом золота, извлеченного из всех продуктов обогащения (на примере материала мест. Колчан), устанавливается такая же закономерность (таблица).

Размеры золотин >1 мм крайне редки, на фракцию -0,5+0,2 мм приходится 11,35%, а остальное золото -0,1 и менее мм.

Обосновано, что одним из перспективных направлений интенсификации гравитационных методов является эффективная подготовка, в т.ч. химическое диспергирование песков перед гравитационным извлечением.

Исследование совместного влияния гексаполифосфата натрия и галогенного окислителя на эффективность обогащения позволило установить, что сочетание циклов «пептизация – коагуляция» повышает извлечение золота. В составе суглинка основным минералом является каолин, доля кварца составляет не более 30%, в незначительных количествах присутствует эпидот, лимонит и др. рудные минералы в тонкозернистой форме.

Таблица. Ситовый анализ извлеченного золота (месторождение Колчан)

Класс крупности, мм	Кол-во знаков	Морфологические особенности извлечения золота
-2.0+1.0	2	**Размер** 3х1х0,5; 3х2,5х0,5 мм **Форма**: столбчатая и изометрическая **Цвет:** золотисто-желтый и желтый с черным налетом (аргентит)
-1.0+0.5	7	**Размер:** 1х0,5-0,6х0,4 мм **Форма:** листовые пластинки, уплощенные зерна **Цвет:** золотисто-желтый, зеленовато-желтый
-0.5+0.2	190 из них 10 сростков с кварцем	**Размер:** 0,3х0,2х0,1;0,5х0,1-0,2; 0,3-0,3х0,15 **Форма**: преобладают неправильные, изометричные, удлиненно-пластинчатые, реже кубические, октаэдрические, псевдотетраэдрические **Цвет:** светлый, золотистый, красноватый, и зеленовато-желтый
-0.2+0.1	487	**Размер:** 0,2х0,1; 0,2х0,15; 0,1х0,15;0,1х0,1 **Форма:** преобладают комковатые, слабоудлиненные изометричные, пластинчатые, лепешковидные, редко октаэдрические и кубические **Цвет:** светло-желтый, зеленовато-желтый, серовато-желтый и др. оттенки
-0.1+0.05	687	**Размер:** 0,1х0,05; 0,1х0,1 мм **Форма**: изометричная, комковатая, реже приближенная к кубической и октаэдрической **Цвет:** светло-желтый, зеленовато-желтый
-0.005	301	**Размер:** 0,01х0,05 и менее мм **Форма:** комковатая, изометричная, пластинчатая иногда близкая к кубу и октаэдру **Цвет:** светло-желтый, редко с красноватым и черным налетом
Итого	**1674**	

Таким образом, эффективное извлечение золота из россыпных месторождений возможно при комплексном подходе к данной проблеме: с одной стороны, систематизация данных исследований по вещественному составу золотоносных песков, выявление основных закономерностей извлечения тонкодисперсного золота из глинистых россыпей, с другой стороны, создание способов интенсификации извлечения тонкого золота на основе новых технологий.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНОЙ ПЛАВКИ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Е.В. Богородский[1], С.Г. Рыбкин[2], С.В. Баликов[1]

[1] ОАО «Иргиредмет», Россия, г. Иркутск, e-mail: bogorodskiy@irgiredmet.ru
[2] ООО НИиПИ «ТОМС», Россия, г. Иркутск

Сульфидные золотосодержащие руды и технологические продукты их переработки являются источником получения благородных металлов (БМ). В настоящее время разработаны и применяются в практике многочисленные способы извлечения благородных металлов из упорных сульфидных материалов. Технологии основаны на сочетании цианистого процесса с предварительным измельчением, обжигом и т.д. Альтернативой цианированию сульфидных концентратов на примере гравиоконцентратов является, например, плавка с свинцовым коллектором. Сущность процесса состоит в сплавлении материала с флюсами, восстановителем, окислителем, осадителем и коллектором (металлом) при температуре 1000÷1200 °С. В процессе плавки оксидные породообразующие компоненты пробы переходят в шлак, а БМ количественно концентрируются в коллекторе. После охлаждения продуктов коллектор отделяют от шлака и направляют на дальнейшую пирометаллургическую обработку (окислительное плавление) с целью извлечения БМ. Проблемой при плавке материала может являться содержание в нем цветных металлов. Медь и никель при плавке будут затруднять коллектирование БМ в свинцовый сплав, концентрируясь в нем и с трудом отделяясь при окислительном плавлении. Поэтому, если не обеспечить окисление халькогенидных компонентов пробы, даже при их содержании не более 2-3%, то при плавке в шлаках или халькогенидной фазе теряется до 5-30% благородных металлов. Для удаления неблагородных элементов применяют способы предварительной обработки: обжиг или/и кислотное выщелачивание. Оба метода трудоемкие, длительные и затратные (перемешивание, пылегазоочистка, фильтрация, сушка), а также могут способствовать потерям БМ. Таким образом, основной задачей при плавке продуктов содержащих большое количество сульфидов цветных металлов является разложение сульфидов с переводом оксидов в шлак и удаление серы из процесса, а золота, серебра и металлов платиновой группы (МПГ) - в конечную фазу (сплав).

На основании проведенных исследований разработана технологическая схема окислительно-восстановительной плавки сульфидных материалов, содержащих БМ. Особенностью технологии является совмещение окисления сульфидных минералов и плавки в одном процессе. Большая часть сульфидов будет разлагаться и выводиться (со шлаками) из процесса плавки в начальной стадии технологии, исключая схемы обжига и обработки кислотами, что и должно принести значительный эффект. Плавка сульфидных золотосодержащих материалов по разработанной технологии позволяет получать свинцовый сплав БМ, мало загрязненный цветными металлами. Последующее окислительное плавление свинцовых сплавов позволяет получать высокопробное золото. Данные результаты подтверждаются технико-экономическими расчетами.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРИ СЕРНОКИСЛОТНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МАРГАНЦА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Н.С. Бектурганов, М.Ш. Танекеева, Г.Ж. Абдыкирова, Б.М. Сукуров, Г.М. Ибраева

АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», Республика Казахстан, г.Алматы, e-mail: ao.cnzmo@rambler.ru

В настоящее время в связи с постепенным истощением запасов богатых марганцевых руд проводятся исследования различных химических процессов обогащения наряду с изучением вещественного состава марганецсодержащего сырья.

Химические процессы обогащения являются неотъемлемым направлением при разработке технологических схем извлечения марганца из техногенного сырья.

Целью работы является исследование переработки шламов марганецсодержащей руды месторождения Восточный Камыс сернокислотным способом с применением операции восстановительного обжига.

Для исследования форм нахождения марганца в марганецсодержащем сырье был проведен атомно-эмиссионный качественный спектральный анализ на дифракционном спектрографе ДФС–13. Анализу подвергались пробы исходного шлама и огарка после восстановительного обжига, который проводился с целью перевода четырехвалентного марганца в двухвалентный.

Результаты атомно-эмиссионного спектрального анализа показали присутствие в пробах в большом количестве Mn, Fe, Si, Al и Ca, приблизительно 1% Mg и Na, интенсивные линии Ti, а также ~0,01% Cu, Zn, As и Pb.

Проведен минералогический анализ проб марганецсодержащего техногенного сырья с использованием микроскопа МИН-8 (проходящий свет) и инвертированного микроскопа Deica (отраженный свет). В пробе шлама обнаружены единичные мелкие зерна гематита Fe_2O_3 (размер зерен <10 микрон), металлическое железо Fe – в виде очень мелкой паутинообразной формы, пиролюзит MnO_2 и карбонаты Ca и Mg.

Проведен рентгенофазовый анализ проб шлама и огарка на аппарате D8 Advance (Bruker), излучение α – Cu, напряжение на трубке равно 40/40. Результаты рентгенофазового анализа шлама показали присутствие в пробе соединений четырехвалентного марганца (пиролюзит MnO_2). В огарке присутствуют соединения двухвалентного марганца (манганозит MnO). Железо в шламе и огарке после обжига шлама содержится в виде гематита Fe_2O_3, пустая порода представленна кальцитом $CaCO_3$, кварцем SiO_2, а также Al_2O_3.

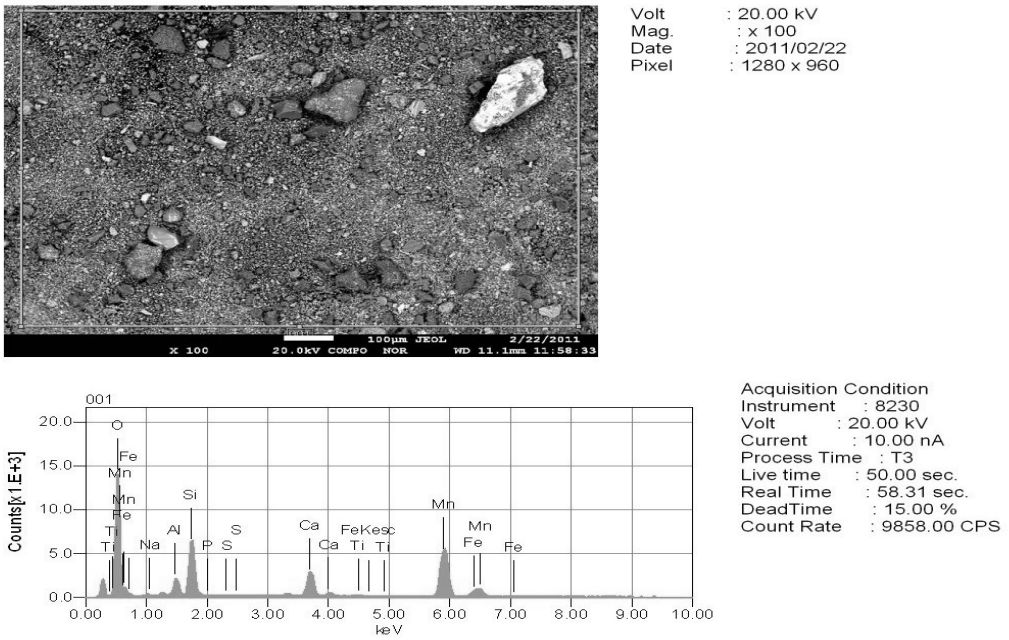
Установлен фазовый состав марганецсодержащего шлама с применением растровой электронной микроскопии (РЭМ) и рентгеноспектрального микроанализа (РСМА). Пробы шлама исследовались на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL. Основная часть РЭМ-снимков производилась в режиме обратнорассеянных электронов (COMPO), который дает более качественные изображения таких порошков по сравнению с режимом наблюдений съемки во вторичных электронах (SEI). Во всех случаях наблюдения и накопления данных был выбран ток пучка порядка 10 нА, отвечающий достаточной скорости накопления данных.

Полученные результаты энергодисперсионной спектрометрии (ЭДС-анализа) «с площади» исследованных образцов позволяют оценить концентрацию элементов на их поверхности.

По данным анализа в пробе шлама присутствуют мелкие частицы микронного масштаба, на фоне которых видны зерна неправильной формы, представляющие собой окисленные соединения марганца, кремния, алюминия и кальция (рисунок 1).

Для определения природы минералов, содержащихся в шламе, проведены исследования с помощью точечного ЭДС-анализа электронного зонда. Полученные данные спектров

характеристического рентгеновского излучения («пучок-микрообъект») сопоставляли с элементным составом известных минералов марганца и таким образом идентифицировали присутствующие в пробе шлама минералы. По данным ЭДС-анализа наиболее вероятными минералами, составляющими исследуемые образцы шлама, являются: пиролюзит $MnO_2 \cdot nH_2O$; псиломелан $mMnO \cdot MnO_2 \cdot nH_2O$; рамсделлит MnO_2; браунит $3Mn_2O_3 \cdot MnSiO_3$; родонит $(Mn, Ca)Si_3O_9$; голландит $Ba(Mn, Mn)_8(O, OH)_{16}$; гаусманит Mn_3O_4; манганокальцит $(Ca, Mn)CO_3$; бустамит $(Mn,Ca)SiO_3$; жадеит $NaAl[Si_2O_6]$; дистен $Al_2O_3 \cdot SiO_5$; кальцит $CaCO_3$; гипс $CaSO_4 \cdot 2H_2O$; кварц SiO_2. Из результатов исследований следует, что в шламах в основном содержатся окисленные минералы, содержащие четырехвалентный марганец, карбонаты и силикаты марганца. В качестве пустой породы присутствуют алюмосиликаты, кальцит, гипс и кварц.



Chemical formula	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
O	31.00	73.60	0.56	72373	0.3201101	K
Na*	0.18	0.30	0.44	670	0.0008098	K
Al	1.48	2.09	0.24	11467	0.0082005	K
Si	4.97	6.73	0.23	43415	0.0337660	K
P*	0.07	0.08	0.25	521	0.0006238	K
S*	0.08	0.10	0.24	652	0.0007232	K
Ca	3.65	3.46	0.32	28891	0.0387125	K
Ti*	0.19	0.15	0.40	1147	0.0017520	K
Mn	18.64	12.89	0.72	71425	0.1605855	K
Fe*	0.88	0.60	0.74	3021	0.0077069	K
Total	61.15	100.00				

Рисунок 1. Результаты ЭДС-анализа пробы марганецсодержащего шлама

На рисунке 2 приведены результаты ЭДС-анализа «с участка» при увеличении x100 пробы огарка (проба № 2), размеры частиц которого неоднородны и имеют микронный масштаб. Крупные частицы в виде губчатой массы овальной и сферической формы имеют визуально потрескавшуюся поверхность, претерпевшую изменения после обжига. Часть микрообъектов представляет собой агрегированные частицы, которые могли скомковаться при обжиге.

В пробе № 2 согласно данным проведенных исследований наиболее вероятными соединениями являются: родонит $(Mn, Ca)Si_3O_9$; манганозит MnO; гаусманит Mn_3O_4; голландит $Ba(Mn, Mn)_8(O, OH)_{16}$; бустамит $(Mn, Ca)SiO_3$; рансьеит $(Ca, Mn^{2+})\ Mn^{4+}O_9 \cdot 3H_2O$; металлическое Fe; кварц SiO_2; известь CaO. Результаты ЭДС-анализа свидетельствуют о том, что в огарке в основном содержатся окисленные минералы, содержащие двухвалентный марганец.

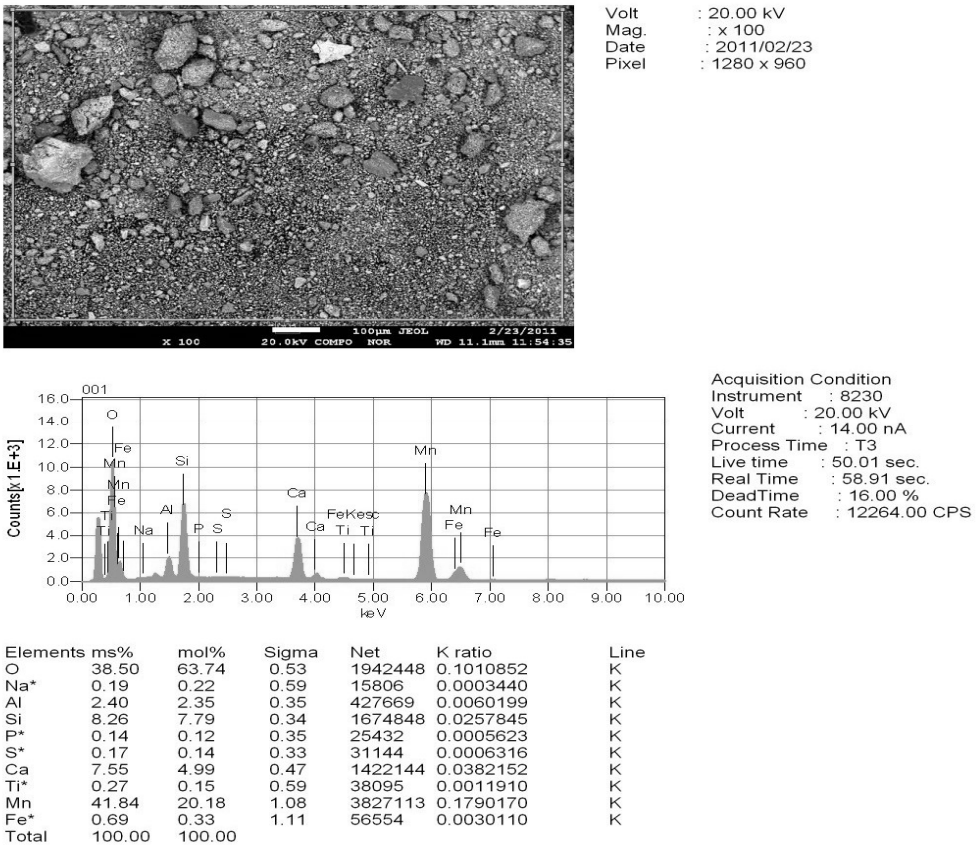


Рисунок 2. Результаты ЭДС-анализа пробы огарка после обжига шлама

Проведены исследования по сернокислотному выщелачиванию огарка после восстановительного обжига марганецсодержащего шлама.

Установлено, что при увеличении концентрации серной кислоты в выщелачивающем растворе от 100 до 300 г/дм^3 возрастает концентрация марганца после выщелачивания. Увеличение температуры до 40 и 80°С приводит к повышению извлечения марганца в раствор до 85 и 89% соответственно. Полученные растворы сульфата марганца в дальнейшем поступают на выделение марганцевого концентрата.

ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩИХ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАМОВЫХ ХВОСТОВЫХ ПРОДУКТОВ И ВОЗМОЖНОСТЬ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ

Б.Т. Вейс, И.В. Голиусова

Федеральное государственное унитарное предприятие «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М.Федоровского», Россия, г. Москва,
e-mail: B34287@yandex.ru

Дезинтегрированная проба вольфрамсодержащих шламовых продуктов почти на 50% состоит из тонкого материала крупностью менее 0,040мм и практически не обогащается гравитационными методами, так как основная часть вольфрама (более 60%) приходится на

шламовые классы.

Выход шламовых классов составляет всего 16,4%, что значительно меньше, чем в предварительно дезинтегрированной пробе. Обращает на себя внимание большой дефицит материала пробы после проведения водной классификации – 894,2 г против исходных 1017,6 г. Эта разница (более 12 отн%) не может быть полностью отнесена к потерям материала при классифицировании. Вероятно, в исходном техногенном материале в значительном количестве присутствуют растворимые в воде соединения. Щелочная реакция отстойных шламовых вод и повышенное содержание в пробе натрия позволяет предполагать наличие в исходном материале растворимых в воде содовых минералов в количестве до 5-10%.

Во всех классах крупности песков проведена магнитная сепарация материала с выделением трех фракций: магнитной, слабомагнитной и немагнитной, которая показала, что в пробе присутствует большое количество магнетита. В крупных классах в магнитной фракции наблюдается значительное количество немагнитных минералов, обусловленное агрегативностью материала. Выход магнитных фракций составляет более 80%. Высвобождение мономинеральных зерен из мелкозернистых агрегатов начинается в материале крупностью 0,5 мм. Сопоставляя содержание магнетита в пробе и выход магнитной фракции в тонком классе -0,125+0,04 мм (около 41%), можно сделать вывод, что в тонких песках предшламовых классов вскрытие минеральных зерен (в том числе рудных) из полиминеральных агрегатов может превышать 50%. При снижении нижнего предела крупности песков до 20 мкм высвобождение минералов из агрегатов, и, как следствие, степень их извлечения увеличится.

Комплексирование оптико-минералогических, рентгенографических и химических методов анализа при изучении техногенного материала позволило провести качественную и количественную оценку минерального состава пробы.

Материал пробы на 57% состоит из минералов железа и марганца, среди которых преобладают магнетит и гематит (35,5%). Минералы марганца составляют в сумме около 20% и характеризуются большим разнообразием. Вероятная термическая обработка техногенного материала в щелочной среде привела к новообразованиям типа манганозита, который затем в лежалых хвостах окислялся до пиролюзита. Наряду с новообразованиями в пробе присутствуют и реликтовые минералы марганца – пиролюзит, манганит и псиломелан.

Значительную часть пробы составляют силикаты и алюмосиликаты: плагиоклазы, кварц, гидрослюды, нефелин, глинистые минералы, эпидот, сфен и везувиан, составляющие в сумме около 16% и карбонаты - преимущественно кальцит (около 12%).

Заметную часть пробы составляет органика, углефицированный материал, и, как уже указывалось выше, воднорастворимые соли натрия (вероятно сода), в сумме составляющие 7,5%.

Практически весь вольфрам связан с собственными минералами - шеелитом (по данным РКФА преобладает) и минералами группы вольфрамита, в сумме составляющими 5,6%. Оптико-минералогическим методом значительная часть шеелита не фиксируется. Вероятно, это обусловлено возможными новообразованиями шеелита в процессе термо-щелочной обработки исходного материала. Расчетная доля вольфрама, связанного с шеелитом составляет около 73%, остальной вольфрам приходится на вольфрамит.

Тантало-ниобаты представлены, в основном, пирохлором и, вероятно, ниобийсодержащим перовскитом. Следует сказать, что собственно танталовые минералы, более характерные для вольфрамовой ассоциации, в пробе не обнаружены. Вероятно, значительная часть тантала рассеяна в магнетите и гематите.

В основе разработки методов обогащения лежит минеральный и гранулярный состав исходного продукта, реальный состав рудных и вмещающих (матричных) минералов, характер их вскрываемости в процессе дезинтеграции и измельчения, а также различие их физических свойств.

Выявлены факторы, определяющие общие принципы построения схем обогащения:

Вольфрам практически на 100% связан с двумя собственными минералами – шеелитом и вольфрамитом, что должно благоприятно сказаться на его извлечении в товарные продукты.

Основу материала составляют относительно тяжелые минералы железа и марганца – магнетит, гематит, пиролюзит, манганозит и ильменит. Данный фактор значительно ухудшает возможности гравитационных методов разделения вольфрамовых и железомарганцевых минералов в голове процесса обогащения.

Гранулярный состав вольфраматов и матричных минералов варьирует в весьма широких пределах от 5-20 мкм до первых миллиметров, но в среднем составляет 50-150 мкм. Рудные минералы совместно с матричными минералами образуют полиминеральные рыхлые агрегаты, в которых вольфраматы представлены разноразмерными макро- и микровключениями. Микровключения шеелита нередко образуют стяжения, вплоть до образования мономинеральных агрегатов относительно крупного размера. Отдельные обломки вольфрамита достигают 5 мм по удлинению. Таким образом, установлено, что в исходном материале присутствует значительная часть вскрытых рудных минералов, обладающих повышенной хрупкостью, следовательно, первый этап обогащения руды следует проводить без предварительного измельчения. Вероятно, будет достаточно мягкой дезинтеграции либо простого замачивания материала.

Высокое содержание магнитных и парамагнитных минералов в пробе определяет применение методов тонкой магнитной сепарации в голове процесса обогащения. При этом магнетит и значительная часть гематита перейдет в магнитные продукты, вольфрамиты совместно с марганцевыми минералами должны накапливаться в промежуточных продуктах, а шеелит и пирохлор – в немагнитных продуктах.

Массовое высвобождение (раскрытие) рудных минералов из полиминеральных агрегатов начинается с крупности материала 0,5 мм и в тонких песках крупностью 40-125 мкм превышает 50%, что позволяет рассчитывать на 50-70% извлечение ценных минералов в концентраты при оптимальных режимах обогащения и снижении нижнего предела крупности песков до 20 мкм.

С целью определения возможности получения товарных продуктов из материала пробы, из нее, с учетом начала раскрытия рудных минералов, был взят отдельный мелкозернистый класс песков крупностью -0,5+0,125 мм. В классе проведена дробная магнитная сепарация материала. В полях разной интенсивности выделено четыре фракции и: ферромагнитная, парамагнитная сильная, парамагнитная слабая и немагнитная, в которых определено содержание вольфрама, ниобия, тантала, железа и марганца. Содержание WO_3 в немагнитной фракции превышает 60%, а в объединенный слабомагнитный и немагнитный продукт извлекается более 40% всего вольфрама при выходе продукта около 5,5% на класс и расчетном содержании WO_3 около 39%. Дальнейшая гравитационная перечистка продукта, несомненно, способствует увеличению содержания вольфрама до товарных кондиций.

Заметной концентрации ниобия и тантала в немагнитных и слабомагнитных продуктах данной крупности материала фактически не наблюдается. Их распределение, в общем, соответствует выходам фракций, что, скорее всего, указывает на весьма плохое вскрытие пирохлора при данной крупности материала.

Железо концентрируется, как и следовало ожидать, в ферромагнитном продукте, в котором содержание FeO составило 25,% а извлечение в продукт - 69%. При данной крупности материала эти показатели можно считать удовлетворительными.

Марганец заметно обогащает парамагнитные фракции, все же значительная часть марганцевых минералов при данной крупности материала концентрируется в ферромагнитных продуктах.

Из выше сказанного следует, что данный материал лежалых хвостовых продуктов хоть и является труднообогатимым, тем не менее, при выборе оптимальных схем обогащения и режимов дезинтеграции, из него можно получить товарные вольфрамовые продукты с содержанием WO_3 не менее 50% и извлечением 50-60%. Проведенные исследования позволяют рекомендовать следующую технологию обогащения, включающую стадиальную дезинтеграцию материала, магнитную сепарацию (основной метод обогащения) концентратов магнитной сепарации гравитационными методами

ОЦЕНКА ЗНАЧИМОСТИ МИКРОБИОЛОГИЧЕСКОГО ФАКТОРА ПРИ ХРАНЕНИИ И ПЕРЕРАБОТКЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ОТХОДОВ НЕСУЛЬФИДНЫХ РУД

А.Ш. Гершенкоп[1], Г.А. Евдокимова[2], О.А. Залкинд[3]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН (ГоИ КНЦ РАН), Россия, г. Апатиты, e-mail: galina@inep.ksc.ru
[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН (ИППЭС КНЦ РАН), Россия, г. Апатиты
[3] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья Кольского научного центра РАН (ИХТРЭМС КНЦ РАН), Россия, г. Апатиты

В Мурманской области значительно развита горнодобывающая промышленность. Вследствие многолетней деятельности добывающих и перерабатывающих предприятий существенным образом изменились рельеф и состояние земной поверхности, гидрологический режим и состояние подземных и поверхностных вод региона, накоплены огромные объемы отходов.

Накопленные отходы в горнопромышленных регионах служат одной из основных причин возникновения неблагоприятных в экологическом отношении ситуаций. Они являются техногенными месторождениями, которые можно рассматривать как дополнительный сырьевой источник различного минерального сырья. Положение усугубляется тем, что долгие годы месторождения полезных ископаемых рассматривались как источник одного компонента, а остальные минералы, составляющие руду, отправлялись в отходы.

Отходы переработки различных руд являются открытой системой, где происходят различные физические, химические, биологические процессы, направленные на стабилизацию образовавшейся системы, в которой вода возвращается в технологический процесс, а все изменения, происходящие с твердой и жидкой фазами, являются важными. Эти изменения оказывают существенное влияние на технологию переработки руды. Ионным составом оборотных вод и его влиянием на технологические свойства, входящих в руду минералов, занимались многие исследователи. Помимо влияния ионного состава оборотных вод нами доказано влияние биологического фактора на последующую флотацию различных минералов из руды. Так, при флотации апатита из апатит-нефелиновой руды отмечено отрицательное воздействие различных бактерий, находящихся в оборотных водах. Из всего многообразия присутствующих здесь бактерий было исследовано влияние на процесс флотации доминирующих видов: *Pseudomonas plecoglossicida, Pseudomonas alcaliphila и Stenotrophomonas rhizophila*. Показано, что бактерии ухудшают флотируемость апатита за счет взаимодействия с активными центрами кальцийсодержащих минералов и интенсивной флокуляции, приводящей к снижению селективности процесса флотации и ухудшению качества концентрата. Небольшие концентрации гипохлорита натрия (2.5-5.0 мг/л) ингибировали их жизнедеятельность и позволили сократить расход собирателей при флотации апатит–нефелиновых руд.

Учитывая взаимодействие бактерий с поверхностью минералов, следует ожидать изменение флотируемости минералов, находящихся в хвостохранилище. Этому способствует их длительное пребывание в водной среде хвостохранилища, где численность бактерий значительна, особенно в летние месяцы, что явилось одной из причин выполнения исследований по трансформации поверхности апатита и алюминийсодержащих минералов под действием бактерий.

Помимо апатита воздействию бактерий подвергались кианит, как слаборастворимый алюмосиликат, и нефелин, растворимость которого намного превышает растворимость кианита. В этих опытах использовали бактерии *Pseudomonas fluorescens, Pseudomonas plecoglossicida, Corynebacterium sp.,* выделенные из оборотной воды апатитонефелиновой

фабрики и микроскопический гриб *Aspergillus niger,* выделенный из почвы Кольского полуострова. При их контакте с апатитом в питательной среде снижались значения pH на 2.5-3.0 единицы за 4 суток (с 6.1 до 3.1-4.5). Это можно объяснить выделением органических кислот (лимонной, уксусной, муравьиной, щавелевой, янтарной, винной и др.) обычно продуцируемых целым рядом гетеротрофных бактерий и микроскопических грибов в результате их жизнедеятельности. Произведения растворимости с органическими кислотами кальция составляют от 10^{-2} (уксусная кислота) до 10^{-21} (пальметиновая кислота), что должно сказаться на состоянии поверхности минералов, входящих в состав отходов, накопленных в хвостохранилищах.

Косвенными показателями биогенного выщелачивания являются такие процессы как увеличение биомассы микроорганизмов на средах с добавлением минерала и изменение кислотно-щелочных условий среды по сравнению с контрольными вариантами без минералов. В наших опытах грибная масса возрастала в 2-3 раза в вариантах с апатитом и до 13 раз в варианте с кианитом.

Содержание биогенных Si и Al в растворах определяется изменением pH среды: чем кислее среда, тем быстрее происходит деструкция нефелина. Через 12 суток обработки нефелинсодержащих отходов значение pH снизилось с 6.1 до 4.0, а после 20 суток величина pH сдвинулась в щелочную сторону и растворимость минералов резко снизилась. В варианте с грибами происходило также выщелачивание Ca. Содержание CaO в среде с *Aspergillus niger* было в 4-6 раз выше, чем в среде, неинокулированной грибом.

Результаты химических анализов прямо свидетельствуют о происходящей биогенной деструкции исследуемых минералов. В опыте с деструкцией нефелина грибами количество Al_2O_3 в кислой среде было в десятки раз выше, чем в щелочной: 766 мг/л и 10.9 мг/л соответственно; в контрольном варианте без гриба количество Al_2O_3 было менее 1 мг/л. В опыте с кианитом количество Al_2O_3 увеличилось в среде с бактериями за 12 сут в 16 раз, количество SiO_2 – в 7 раз по сравнению с контрольным вариантом без бактерий.

Бактерии *Pseudomonas plecoglossicida*, используемые в опытах с кианитом, также явились активными кислотообразователями, снизив pH питательной среды с 6.6 до 3.6 в течение первых 12 сут. Количество Al_2O_3 увеличилось в опытах с кианитом в среде с бактериями в 16 раз по сравнению с контрольным вариантом.

В проведенных опытах использовали бактериальные суспензии высокой плотности, которые не характерны для природных условий. Однако в природных средах минералы подвергаются воздействию микроорганизмов неопределенно долгое время и их деструкция может происходить, только менее интенсивно.

Таким образом, процесс биогенного кислотообразования бактериями и грибами приводит к деструкции алюминийсодержащих минералов и выщелачиванию ряда элементов. При этом изменяются поверхностные свойства минералов. Так, при снятии ИК–спектров на Фурье - спектрометре Nicolet 6700 в диапазоне 4000-400 $см^{-1}$ видны изменения поверхности апатита и кианита под воздействием органических кислот, синтезируемых бактериями и грибами. Наибольшие изменения поверхности апатита происходят при воздействии *Aspergillus niger*. Появляется полоса поглощения 1630$см^{-1}$, что свидетельствует о структурированности воды двух типов.

При микроскопировании жидкой фазы на поверхности апатита видны кристаллы оксалата кальция, образовавшиеся как при воздействии *Aspergillus niger*, так и при воздействии *Pseudomonas plecoglossicida.*

Спектры обработанного нефелина никаких изменений не выявили в присутствии бактерий, вероятно ввиду его легкой растворимости. Однако под воздействием микроскопического гриба *Aspergillus niger* появились на поверхности полосы поглощения 1698, 1713 и 1417 $см^{-1}$ которые относятся к образованию оксалата алюминия.

При исследовании поверхности кианита выявлена общая аморфизация кристаллической структуры кианита под действием кислотообразующей бактерии *Pseudomonas plecoglossicida,* выделенной из оборотной воды апатитонефелиновой фабрики.

Выводы о биогенной трансформации поверхностных свойств минералов, сделанные по результатам инфракрасной спектрометрии, подтверждаются кристаллооптикой и рентгенофазовым анализом.

Проведенные исследования косвенно подтвердились при флотации апатитсодержащих отходов АО «Ковдорский ГОК». В процессе их складирования произошла сегрегация материала по крупности. При поступлении этих отходов на фабрику сначала перерабатывалась верхняя часть техногенного месторождения, состоящая из крупной фракции, которую дополнительно измельчали. При этом обнажались новые поверхности и флотация апатита проходила успешно. После обработки верхней части техногенного месторождения на фабрику начала поступать тонкозернистая часть складированных отходов. В этом случае показатели резко снизились, не помогла и дезинтеграция исходного материала, которая могла бы способствовать удалению поверхностных пленок, т.е. и в этом случае требовалось доизмельчение апатитсодержащих отходов.

Таким образом, в результате биогенного выщелачивания могут происходить потери ценных элементов при хранении производственных отходов в хвостохранилищах. Выявлена также трансформация поверхностных свойств минералов в результате образования труднорастворимых комплексных соединений между органическими кислотами и катионами кристаллической решетки. Сделан вывод, что при переработке техногенных месторождений, представляющих отходы несульфидных руд, требуется их доизмельчение для образования новых поверхностей.

Работа выполнена при частичной финансовой поддержке Программы фундаментальных исследований Отделения наук о Земле РАН № 5 «Наноразмерные частицы в природе и техногенных продуктах: условия нахождения, физические и химические свойства и механизмы образования».

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА РАЗДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ УТИЛИЗАЦИИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ

О.Е. Горлова[1], Н.И. Хасанов[2]

[1]Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия, г. Магнитогорск, e-mail: gorlova_o_e@mail.ru
[2]ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», Россия, г. Магнитогорск

Для большинства металлургических предприятий сегодня остро стоит вопрос о переработке и повторном использовании собственных железосодержащих отходов, которые характеризуются достаточно широкой номенклатурой и значительными объемами образования. На Магнитогорском металлургическом комбинате (ОАО «ММК») образуется свыше десяти видов различных железосодержащих отходов. Высоким содержанием железа и значительными объемами образования характеризуются тонкодисперсные железосодержащие отходы ОАО «ММК», такие как окалина (76% Fe), шлам аглофабрик (47% Fe), колошниковая пыль (47% Fe), шлам мокрой очистки доменного газа (48,2% Fe), шлам от очистки технологического газа конвертерного производства (54,2% Fe), пыль, уловленная от очистки технологического газа в электросталеплавильном производстве (57,8% Fe). Большая часть этих отходов используется повторно в составе аглошихты и в цементно-огнеупорном производстве, остальная часть складируется в шламохранилища и гидроотвалы комбината.

Для черной металлургии наиболее оправданным и целесообразным является использование образующихся железосодержащих отходов на самом металлургическом производстве, т. е. организация производственного рециклинга. Но не все образующиеся тонкодисперсные отходы по своему химическому составу и свойствам могут быть непосредственно утилизированы в том же

производстве. Особенно это характерно для шламов, образующихся в газоочистных системах доменного и конвертерного производства, которые, наряду с высоким содержанием в них железа, отличаются повышенным содержанием вредных примесей, таких как цинк и свинец. Отрицательные последствия присутствия цинка в доменной печи известны. Это образование цинкитных настылей в различных участках шахты и газоходах, искажение профиля доменной печи, отложение цинка в огнеупорной кладке, разрушение кладки и разрыв кожухов доменных печей, увеличение расхода кокса на прямое восстановление железа и цинка, нарушение хода процессов в доменной печи и в целом ухудшение технико-экономических показателей доменной плавки. Поэтому на ряде предприятий черной металлургии приняты решения о сокращении или полном выводе шламов текущего производства из оборотного цикла, что влечет за собой ухудшение экологических условий, увеличение и без того огромных территорий, занятых под шламонакопители и возрастание техногенной нагрузки в районах крупных металлургических гигантов в целом.

Для полного рециклинга железосодержащих шламов на самом предприятии необходимо внедрение технологических процессов переработки пылей и шламов в кондиционные материалы черной металлургии как по содержанию железа, так и по содержанию цинка. В сырье доменного производства содержание железа должно быть не менее 50-55%, а цинка – не более 0,3-0,4%, этим требованиям и должны отвечать продукты переработки цинксодержащих доменных шламов.

Из разработанных способов обесцинкования железосодержащих пылей и шламов наибольшее распространение в мировой практике получили пирометаллургические процессы. В этих процессах достигаются наиболее высокие показатели обесцинкования шламов, но их внедрение требует сооружения специальных дорогостоящих установок и значительных расходов электроэнергии. Гравитационные способы обесцинкования шламов значительно экономичнее пирометаллургических, однако, по технологическим показателям заметно уступают им. Переработка пылей и шламов гидрометаллургическими методами не получила широкого применения в промышленном масштабе ввиду необходимости точного соблюдения весьма жестких условий выщелачивания (концентрации, температуры), требующих специально разработанного для этих способов дорогостоящего оборудования. Поэтому для снижения в шламах массовой доли цинка и повышения массовой доли железа целесообразным является рассмотрение технологических процессов, традиционно применяемых в обогащении минерального сырья, таких как мокрая магнитная сепарация, флотация, концентрация на столах.

Для обоснованного выбора разделительных процессов обесцинкования шламов необходимо детальное изучение их фазового состава, минеральных форм нахождения в них примесей с использованием всех средств современной технологической минералогии, физических свойств шламов. Изучение свойств доменных шламов ОАО «ММК» показало, что они являются материалом тонкодисперсным, на 80-90% представленным классом менее – 0,071 мм, и обладают достаточно высокой магнитной восприимчивостью ($2{,}36 \cdot 10^{-5}$ $м^3/кг$). Исследование вещественного состава доменных шламов на сканирующем электронном микроскопе JEOL JSM –6460 LV позволило идентифицировать углеродсодержащие зерна коксика, железосодержащие зерна гематита, мелкие некристаллические зерна цинкита (ZnO) и феррита цинка ($ZnO*Fe_2O_3$).

Проведены исследования по обогащению доменных шламов мокрой магнитной сепарацией. При мокрой магнитной сепарации шламов с массовой долей цинка 1,37% и массовой долей железа 48% по двухстадиальной схеме (основная сепарация при напряженности поля 168 кА/м, перечистка магнитного продукта при напряженности 57 кА/м) выход магнитной фракции составил 57,4% при снижении в ней массовой доли цинка до 0,92% и повышении массовой доли железа до 61,2%. Извлечение железа в магнитный продукт составило 73,15%, но извлечение цинка в этот продукт оставалось достаточно высоким – 38,64%. При обогащении шламов на сепараторе с "бегущим" магнитным полем выход

магнитной фракции был небольшим – 36-38%, массовая доля цинка в магнитной фракции также снижалась незначительно: с 1,37 до 0,85-0,87%. Мокрая магнитная сепарация является наиболее простым способом переработки материалов с сильномагнитными свойствами, таких как доменные шламы, но при этом в полученных концентратах не удалось снизить массовую долю цинка до кондиционного значения. Одновременно наблюдаются значительные потери железа с немагнитными фракциями, выход которых достаточно большой.

Изучены закономерности разделения железо- и цинксодержащих компонентов шламов с использованием гравитационных процессов. При обогащении шламов на концентрационном столе тонкие цинксодержащие частицы и другие легкие минералы в составе шламов переходили в легкую фракцию, в тяжелой фракции концентрировались железосодержащие минералы, а промпродуктовая фракция была представлена различными по плотности и крупности минералами. При обогащении доменных шламов массовая доля цинка в тяжелой железосодержащей фракции снизилась незначительно – с 1,37 до 0,87-0,94%, а в легкой фракции повысилась до 2,06-2,15%. Это объясняется тем, что ферриты цинка, имеющие достаточно высокую плотность, переходят в тяжелую фракцию, а в легкую фракцию переходит только часть цинка в виде частиц оксида цинка. Значительная часть железосодержащих компонентов шламов теряется с промпродуктовой и легкой фракциями. Гравитационные способы, характеризующиеся небольшими капитальными затратами, простотой и высокой производительностью аппаратов, вместе с тем не обеспечивают требуемого снижения массовой доли цинка в шламах.

Поскольку доменные шламы являются материалом преимущественно тонкодисперсным, а вредные примеси, входящие в их состав, имеют полигенную природу и полиминеральный состав, перспективным процессом обесцинкования шламов может быть флотация. Разработаны реагентные режимы и схемы флотации шламов газоочисток доменных печей ОАО «ММК» с использованием в качестве собирателей цинксодержащих соединений в составе шламов анионных и катионных реагентов. Обратная флотация экономически выгоднее и дает более высокие показатели при обогащении продуктов с высоким содержанием железа; при этом примеси, в том числе и соединения цинка, флотируются в пенный продукт, а железосодержащий концентрат получается камерным продуктом. При флотационном обогащении доменных шламов в режиме обратной флотации с использованием в качестве катионных собирателей цинксодержащих соединений реагентов АНП и «Флон» массовая доля цинка в камерном железосодержащем продукте снижается с 1,35 до 0,5-0,6%, а массовая доля железа повышается с 50 до 56-57%. Выход камерного продукта высокий – 75-78% и извлечение железа в него составляет 86-90%. Основная масса цинксодержащих соединений, содержащихся в доменных шламах, переходит в пенные продукты флотации, которые характеризуются достаточно высокой массовой долей цинка 7-8% и могут рассматриваться в качестве цинковых полупродуктов для последующей их флотационной доводки.

Выбор разделительных процессов переработки тонкодисперсных железосодержащих отходов металлургического производства должен основываться на свойствах данного вида сырья и на требованиях, которые предъявляются к шламам, для их утилизации в составе аглошихты в условиях производственного рециклинга.

Перспективными способами обесцинкования шламов могут стать обогатительные процессы, в частности флотация шламов и мокрая магнитная сепарация. Адаптация традиционных методов обогащения применительно к техногенным ресурсам, разработка реагентных режимов, схем флотации и магнитной сепарации шламов позволит создать наименее капитало- и энергоемкую ресурсосберегающую технологию комплексной утилизации тонкодисперсных отходов металлургического производства.

Работа выполнена при поддержке Гранта РФФИ №10-05-00108а.

ОСОБЕННОСТИ СОСТАВА И СВОЙСТВ СЕРНОКИСЛЫХ БАКТЕРИАЛЬНЫХ РАСТВОРОВ ЖЕЛЕЗА

М.С. Гусаков, Л.Н. Крылова, Чжэн Чжи Хун

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, Москва, email: gusakovm@misis.ru

Ионы трехвалентного железа в растворе серной кислоты применяются в качестве окислителя для выщелачивания урановых руд, сульфидных руд и концентратов цветных металлов, в том числе для извлечения золота из упорных концентратов. При взаимодействии с минералами ионы железа восстанавливаются до двухвалентной формы, получая электрон от сульфидной серы (1) или урана (2).

$$Me_mS^{-2}{}_n + m\ Fe^{+3}{}_2(SO_4)_3 = m\ MeSO_4 + 2m\ Fe^{+2}SO_4 + n\ S^0 \quad (1)$$

$$UO_2 + Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow UO_2SO_4 + 2FeSO_4 \quad (2)$$

При применении бактерий для регенерации окислителя Fe(III), эксплуатационные расходы значительно ниже, чем других реагентов, так как бактерии являются не расходуемым катализатором окисления железа кислородом, протекающего без бактерий очень медленно.

Изучены особенности состава и свойств сернокислых бактериальных растворов железа в сравнении с растворами, полученными химическим окислением.

Растворы для исследований получены из сернокислого раствора Fe(II) с концентрацией 10-15 г/дм^3, с добавлением питательных солей среды 9К, при pH 1,6-2,0, окислением до полного исчезновения Fe(II) ассоциацией железоокисляющих бактерий с аэрацией воздухом (бактериальный) или пероксидом водорода (химический).

Ионный состав сернокислых бактериальных растворов железа (III) по результатам масс-спектрометрического анализа значительно отличается от растворов без бактерий. Свободные ионы железа, присутствующие в безбактериальном растворе с молекулярной массой 56, в бактериальном растворе отсутствуют, при одинаковой концентрации железа (III) 12 г/дм^3, определяемой трилонометрическим титрованием, одинаковом значении pH 1,9, следовательно, в бактериальном растворе все катионы железа связаны в комплексы. В бактериальном растворе, в отличие от растворов без бактерий, находятся ионы с большой молекулярной массой выше 494, вероятно, органических соединений, образующихся при жизнедеятельности микроорганизмов, например липиды, насыщенные жирные и другие органические кислоты, полисахариды, способные к полимеризации от 10-20 до несколько тысяч остатков и образованию комплексов с катионами металлов, в том числе железа (III).

Опубликованы данные об образовании в бактериальных растворах железоокисляющих бактерий комплексов, состоящих из одного иона Fe^{3+} и двух кислотных остатков глюкороновой кислоты, находящейся в экзополисахаридном слое клеток (Rohwerder T., Gehrke T., Kinzler K., Sand W. Bioleaching review part A: progress in bioleaching: fundamentals and mechanisms of bacterial metal sulfide oxidation// Appl. Microbiol. Biotechnol. 2003. №63. pp. 239-248). В исследованных бактериальных растворах ионы с молекулярной массой такого комплекса 418 не обнаружены.

По результатам исследований ИК-спектров валентных колебаний функциональных групп можно констатировать, что в составе бактериальных растворов резко увеличиваются соединения с ОН связями, характерными для связанной воды и моно- и полисахаридов, способных образовывать линейные и разветвленные высокомолекулярные цепи различных конформаций. В структуре глюкороновой кислоты, обнаруженной в составе экзополисахаридов железоокисляющих мезофильных бактерий, находится 5 функциональных ОН групп.

По данным рентгенодифракционных исследований состав осадков бактериального раствора железа (III) и полученного химическим окислением различен. В осадке бактериального раствора

присутствует большое количество аморфной фазы не идентифицированного состава, а область когерентного рассеяния фазы FeOOH, определяющая размер кристаллитов, почти в 2 раза меньше (~80 Å), чем в осадке химического раствора (~150 Å).

Величина окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) и характер его изменения от температуры в бактериальных сернокислых растворах железа (III) существенно отличается от растворов, полученных без участия бактерий. ОВП бактериального раствора на 80-120 мВ больше, чем ОВП раствора без бактерий при любой температуре. При увеличении температуры с 25°С до 60°С значение ОВП и в бактериальном, и в химическом растворах повышается. ОВП раствора без бактерий при повышении температуры более 60°С до 80°С снижается, ОВП бактериального раствора при этой температуре продолжает увеличиваться, достигая значения 880 мВ.

Снижение ОВП в растворе без бактерий происходит вследствие уменьшения концентрации Fe(III) из-за образования осадка железа. При температуре 80°С в растворе без бактерий концентрация Fe (III) за 90 минут снижается в 1,5 раза, железо активно выпадает в осадок, и, как следствие, снижается ОВП раствора. В бактериальном растворе при температуре 80°С образование осадка не происходит, концентрация железа немного повышается, ОВП продолжает увеличиваться. Отсутствие образования осадка железа при температуре 60-80°С свидетельствует об изменении ионного состава и растворимости соединений железа в бактериальных растворах.

ОВП увеличивается при уменьшении значения pH с 2,1 до 1,4 в обоих растворах, при снижении pH менее 1,4 ОВП бактериального раствора снижается, а растворов без бактерий увеличивается, но остается выше, чем ОВП растворов без бактерий. Снижение ОВП бактериального раствора при увеличении концентрации серной кислоты объясняется гидролизацией присутствующих полисахаридов (Ботвинко И.В. Экзополисахариды бактерий. - М.: Высш. шк. 1985 – 218 с.).

Реологические свойства бактериальных и полученных химически растворов различаются: в биорастворах вязкость больше, чем в растворах без бактерий, высушенные пленки бактериальных растворов не растворяются в толуоле, образуя вязкие гели, что характерно для растворимых полисахаридов даже при очень низких концентрациях, поверхностное натяжение в бактериальном растворе более чем в два раза меньше, по сравнению с растворами без бактерий при прочих равных условиях и составляет 40 $\times 10^{-3}$Н/м, что объясняется образованием поверхностно-активных веществ в результате жизнедеятельности бактерий.

Установлено повышение технологических свойств сернокислых бактериальных растворов относительно растворов без бактерий, как скорость окисления сульфидных концентратов и скорость осаждения твердой фазы.

При одинаковой концентрации железа, температуре и значении pH растворов интенсивность выщелачивания металлов из никельсодержащего пирротинового концентрата, содержащего 1,23% Ni, 0,28% Cu, 49,8% Fe, 28,9% S, находящихся в сульфидах - пентландите, халькопирите, пирротине, бактериальными растворами повышается по сравнению с применением растворов, полученных химически.

При выщелачивании никельсодержащего концентрата при температуре 35°С бактериальным раствором при поддержании концентрации Fe(III) непрерывным добавлением пероксида водорода извлечение в раствор никеля больше на 3,1%, меди на 7,4%, чем растворами без бактерий за одинаковое время – 9 ч.

Выщелачивание сульфидного концентрата при температуре 55°С с поддержанием концентрации Fe(III) периодической сменой раствора бактериальным раствором обеспечивает повышение извлечения в раствор никеля на 11,6% и меди на 16,6%, чем химическим раствором.

Большая окислительная способность бактериальных растворов объясняется, прежде всего, более высоким значением ОВП и растворимостью соединений железа (III), по сравнению с растворами, полученными химическим путем.

Скорость осаждения твердой фазы в бактериальных сернокислых растворах увеличивается по сравнению с осаждением в растворе без бактерий, несмотря на повышение вязкости бактериальных растворов, способствующей снижению скорости осаждения. Средняя скорость

осаждения кека выщелачивания никельсодержащего сульфидного концентрата в бактериальном растворе выше в 1,28 раз, плотность образуемого осадка в 1,8 раза больше, чем в растворе химического окисления.

Скорость осаждения частиц в бактериальных растворах увеличивается за счет присутствия флокулянтов, которыми являются продукты жизнедеятельности бактерий, что согласуется с данными о снижении поверхностного натяжения этих растворов. Повышение скорости осаждения в биорастворах может применяться для уменьшения продолжительности операций разделения фаз в гидрометаллургических процессах.

Таким образом, в результате действия бактерий изменяется ионный состав, физико-химические, реологические и технологические свойства сернокислых растворов железа. При одинаковой температуре, значении pH и концентрации Fe(III) сернокислые бактериальные растворы железа обладают большим окислительно-восстановительным потенциалом и растворимостью соединений железа (III), большей вязкостью, меньшим поверхностным натяжением, большей скоростью окисления сульфидных минералов и скоростью осаждения твердой фазы, чем растворы, полученные без участия бактерий

Регенерация трехвалентного железа бактериями имеет существенное преимущество в гидрометаллургии для выщелачивания урановых и сульфидных руд, и концентратов цветных металлов по сравнению с растворами, полученными окислением химическими реагентами.

СОРБЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ИОНОВ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ В ДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ СОРБЕНТАМИ НА ОСНОВЕ ИСКОПАЕМЫХ УГЛЕЙ

В.А. Домрачева, Г. Шийрав, Е.Н. Вещев

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Иркутский государственный технический университет», Россия, г. Иркутск, e-mail: domra@istu.edu

Проблема загрязнения окружающей природной среды в настоящее время приобрела глобальное значение. Усиление техногенного воздействия на природную среду вызвало ряд экологических проблем, охватывающих все среды обитания живых организмов. Сброс загрязненных стоков в водоемы приводит к ухудшению качества природных вод. Появление в окружающей среде вредных веществ для человека, животных, растений, в конечном итоге, приводит к нарушению динамики экосистем.

Увеличение сброса сточных вод промышленных предприятий приводит к загрязнению водных объектов. Эта проблема также актуальна в горнодобывающей и обогатительной отраслях промышленности. Основными загрязнителями сточных вод являются ионы тяжелых металлов (меди, железа, молибдена, цинка, никеля и др.). Следовательно, необходимы природоохранные мероприятия, позволяющие снизить содержание тяжелых металлов в сточных водах до санитарно-гигиенических норм.

Использование фильтрующих материалов играет значительную роль для очистки сточных вод от загрязнения и извлечения ценных компонентов. В качестве фильтрующих материалов используют углеродные сорбенты (УС), природные и синтетические сорбенты, глинистые породы, цеолиты и т.д.

Сырьем для получения УС могут служить древесина (в виде опилок), древесный уголь, торф, торфяной кокс, ископаемые угли и тяжелые отходы нефти. УС используются для извлечения ионов тяжелых цветных металлов из производственных растворов металлургических и горнодобывающих отраслей промышленности.

Авторами были получены УС из монгольских бурых углей месторождений Баганур и Шивэ-Ово и определены их физико-химические и сорбционные характеристики. Получены результаты по сорбционной очистке водных растворов от ионов Cu(II), Fe(II), Fe(III) и Mo(VI) в статических условиях. Одним из главных параметров, влияющих на сорбцию ионов металлов из раствора, является кислотность среды. В зависимости от значений pH образуются различные комплексы ионов металлов в растворе, которые по разному взаимодействуют с поверхностью сорбента. Максимальная емкость сорбентов по ионам металлов находится в следующих интервалах кислотности: для меди Cu(II) pH=8-8,5; для Fe(II) pH=5-5,5; для Fe(III) pH=6-6,5; для Mo(VI) pH=7-8.

В данной работе исследованы сорбционные процессы для ионов Cu(II), Fe(II), Fe(III) и Mo(VI) в динамических условиях на УС, полученных из монгольских бурых углей месторождений Баганура и Шиве-Ово.

Большие технологические, эксплуатационные и экономические преимущества по сравнению с сорбцией в статических условиях имеет процесс сорбции в динамических условиях. Одним из важнейших параметров, характеризующих эффективность процесса сорбции, является емкость сорбента до начала «проскока» поглощаемых ионов – динамическая объемная емкость (ДОЕ). Для изучения сорбции в динамических условиях применялся фронтальный хроматографический метод, при котором раствор непрерывно пропускался через слой адсорбента в хроматографической колонке сверху вниз до полного насыщения адсорбента адсорбируемым веществом.

Процессы сорбции ионов металлов в динамических условиях проводили в колонке с внутренним диаметром - 16 мм, высота слоя сорбента – 128 мм, сорбционный объем 25,7 см^3, масса сорбента – 12,8 г, удельная нагрузка - 10 ч$^-$, линейная скорость - 1,27 м/ч, исходная концентрация металлов – 5 мг/л, при оптимальных кислотности среды металлов.

Результаты исследований сорбции ионов металлов на УС из растворов в динамических условиях представлены в таблице.

Таблица. Динамическая емкость по металлам на УС

Сорбент	Ионы металлов	ДОЕ, мг/г	ПОЕ, мг/г	Степень использования емкости до «проскока»
АББ*	Медь (II)	4,3	5,0	0,86
	Железо (II)	2,9	4,46	0,65
	Железо (III)	2,41	3,6	0,67
	Молибден (VI)	4,2	5,7	0,74
АБШ*	Медь (II)	2,45	3,02	0,81
	Железо (II)	1,88	3,53	0,53
	Железо (III)	2,08	2,45	0,85
	Молибден (VI)	1,18	1,97	0,60

* АББ – сорбент на основе бурого угля месторождения Баганур, АБШ – сорбент на основе бурого угля месторождения Шивэ-Ово

Анализ результатов сорбции в динамических условиях показал, что сорбционная активность сорбента АББ по металлам значительно выше, чем у сорбента АБШ.

На рисунке приведены выходные кривые сорбции меди на сорбенте АББ в условиях прерывания процесса на 10 часа.

Из расположения кривых на рисунке видно, что при прерывании процесса сорбции наблюдается снижение концентрации меди в вытекающем из колонки растворе.

Разрыв непрерывности на выходных кривых сорбции позволяет сделать заключение о том, что лимитирующей стадией кинетики процесса сорбции меди на углеродном сорбенте АББ в изученных условиях является диффузия внутри гранул сорбента, т.е. процесс сорбции реализуется в условиях «гелевой» кинетики, таким образом, скорость сорбции тормозится внутридиффузионными процессами.

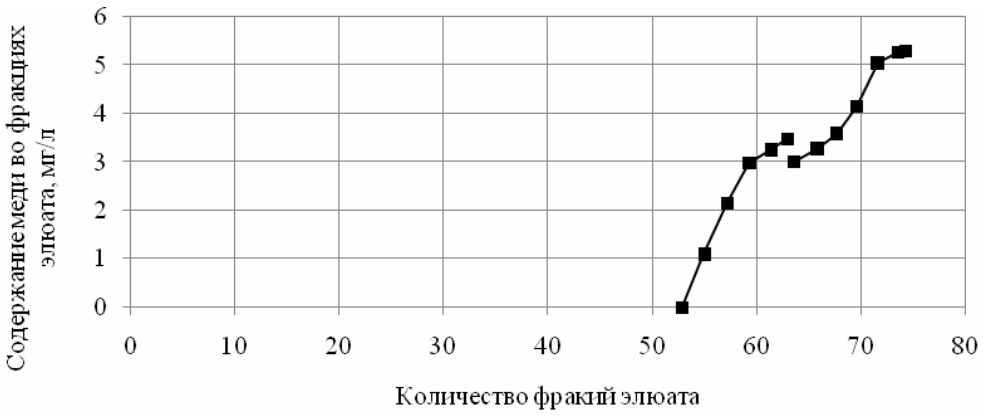


Рисунок. Выходные кривые сорбции меди в условиях прерывания процесса. Объем фракции элюата 200 мл

Таким образом, проведенные исследования показали, что сорбенты на основе монгольских углей могут быть использованы для очистки сточных вод от металлов.

Список использованных источников

1. Смирнов А.Д. Сорбционная очистка воды. Л.: Химия, 1982. 168 с.
2. Домрачева В.А., Шийрав Г. Получение и исследование сорбентов на основе ископаемых углей монгольских месторождений // Вестник ИрГТУ. Иркутск, 2011. №7. с. 73-79.
3. Домрачева В.А Извлечение металлов из сточных вод и техногенных образований: монография. Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2006. с. 21-22.

ВЛИЯНИЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНОГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА, СОДЕРЖАЩЕГО ОРГАНИЧЕСКИЙ УГЛЕРОД, НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ПРИ ЦИАНИРОВАНИИ

Ю.Е. Емельянов, С.В.Баликов, А.В. Епифоров, А.В. Богородский, Н.В. Копылова, Ф.Д. Золотарев

«Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (ОАО «Иргиредмет»), Россия, г. Иркутск e-mail**:** epiforov@irgiredmet.ru,

Проблема извлечения золота из технологически упорных руд и концентратов, не поддающихся обработке простыми (общепринятыми в промышленной практике) методами, является одной из наиболее важных в золотодобывающей промышленности. Актуальность данной проблемы становится еще более очевидной в связи с ухудшением качества перерабатываемого золоторудного сырья, а также резко возросшими в последние годы требованиями к комплексности сырья и охране окружающей среды.

В данной статье представлены исследования по высокотемпературному автоклавному окислению (АО) сульфидного флотоконцентрата.

В качестве исходного сырья при выполнении экспериментов использовали концентрат, полученный в ходе укрупненных испытаний процесса флотационного обогащения из проб руды одного из месторождений Амурской области. Исследования показали его упорность к цианистому процессу. Прямым цианированием извлекается 17% золота. Основной причиной технологической упорности

флотоконцентрата является тонкая вкрапленность золота в сульфиды и содержание сорбционноактивного органического углеродного вещества.

В исследуемом флотоконцентрате преобладают рудообразующие компоненты (54,9%), которые представлены, в основном, железом, мышьяком и серой. Содержание общего железа составляет 24,7%, из них на долю в сульфидной форме приходится 21,8%. Массовая доля общего мышьяка 8,35%, а общей серы – 21,5%, которые присутствуют преимущественно в сульфидной форме. Литофильные компоненты представлены, в основном, оксидами кремния и алюминия (45,1%).

Сульфидные минералы представлены, в основном, пиритом (32,6%) и арсенопиритом (17,2%). Содержание галенита, халькопирита, сфалерита в концентрате незначительно и не превышает десятые доли процента. Суммарная доля вторичных образований во флотоконцентрате составляет 6,9%. Породообразующие минералы представлены, в основном, слюдисто-гидрослюдистыми минералами (20%), кварцем (12,8%) и полевыми шпатами (7,0%). Доля карбонатов составляет 2,3%. Содержание органического вещества во флотоконцентрате 0,6%. Содержание золота и серебра во флотоконцентрате – 22,0 и 5,2 г/т, соответственно.

Проведены исследования по определению параметров АО сульфидного флотоконцентрата, изучалось влияние продолжительности процесса АО на извлечение золота при сорбционном цианировании кека.

Все опыты по АО проводились при температуре 220^0С, общем давлении кислорода 3,0 МПа, продолжительности от 15 до 120 мин, соотношении Ж:Т=2:1, начальной концентрации серной кислоты 10 г/л.

В таблице представлены результаты опытов по АО с различной продолжительностью процесса.

Таблица. Результаты опытов по АО с различной продолжительностью процесса

τ, мин	Выход кека,%	Концентрация в растворе, г/л			Массовая доля в кеке АВ, %		Степень окисления сульфидов, %
		H_2SO_4	Fe^{3+}	Fe^{2+}	$Fe_{общ.}$	$Fe_{сульф.}$	
15	78,3	102	25,8	33,2	15,8	13,70	50,0
30	61,2	192	23,9	10,6	19,2	0,730	97,0
45	87,1	127	25,2	0	19,1	0,228	99,1
60	92,3	170	21,3	0	17,8	0,230	99,1
80	93,2	180	23,1	0	17,6	0,207	99,2
90	94,6	196	24,1	0	19,0	0,174	99,3
100	94,5	154	18,9	0	19,0	0,131	99,4
120	95,4	118	14,0	0	18,3	0,110	99,5

Полученные пульпы фильтровали, кеки промывали водой до pH = 6÷7 и подвергали сорбционному цианированию при концентрации цианистого натрия 2 г/л, загрузке активированного угля марки Norit RO 3515 (10% об.) и соотношении Ж:Т=3:1. Продолжительность выщелачивания составляла 24 часа. Для поддержания pH на уровне 10,5÷11 использовали CaO.

На рисунке представлена зависимость извлечения золота из кеков АО при сорбционном цианировании от продолжительности процесса АО.

Показано, что продолжительность АО существенно влияет на последующее извлечение золота при сорбционном цианировании. Низкое извлечение золота при продолжительности АО 15÷30 мин. обусловлено неполным окислением сульфидов. При продолжительности 45÷80 мин степень окисления сульфидов превышает 99%, а извлечение золота сорбционным цианированием достигает 90÷93%.

При продолжительности АО 90÷120 минут наблюдается резкое снижение извлечения золота в процессе сорбционного цианирования до 58,5%. Можно предположить, что в данном случае золото растворяется в процессе АО и переосаждается на поверхность углеродистого вещества, активирующегося в процессе автоклавного окисления[1]. Сорбированное углеродистыми веществами золото не растворяется в цианистых растворах и теряется с хвостами выщелачивания.

[1] Pat. 9811019 US. Int. A1. C 01 G 7/00. Method for pressure oxidizing gold-bearing refractory sulfide ores having organic carbon/ J. C. Gathje, G.L. Simmons; publ. 19.03.98

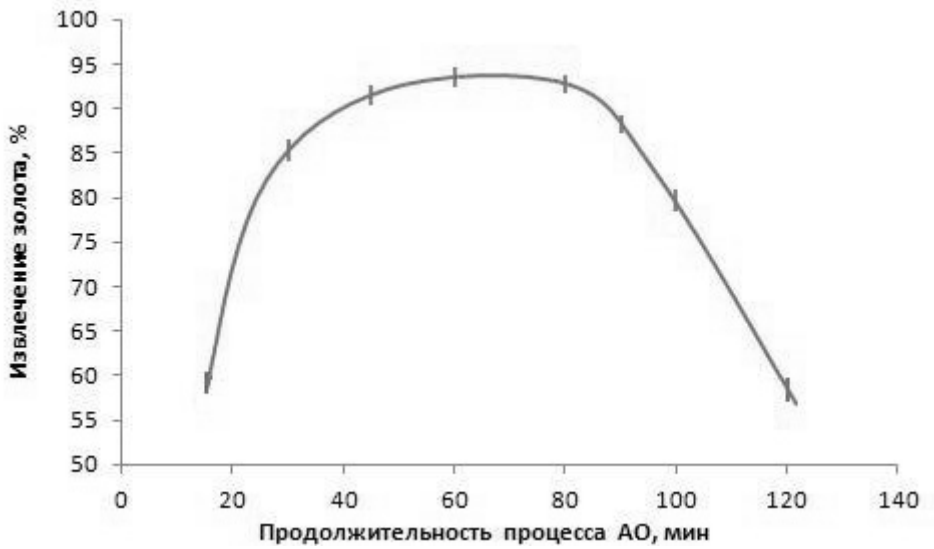


Рисунок. Зависимость извлечения золота в процессе цианирования кеков АО от продолжительности автоклавного окисления

Выводы

Исследования по АО сульфидного флотоконцентрата показали, что степень окисления сульфидов в процессе достигает более 99%. Извлечение золота при последующем сорбционном цианировании кеков АО колеблется в пределах 58,5÷93%.

Установлено, что максимальное извлечение золота при цианировании кеков АО составляет 90÷93% и достигается при продолжительности автоклавного окисления 45÷80 минут.

ИЗУЧЕНИЕ ГЕРМАНИЕНОСНОСТИ СФАЛЕРИТОВ РЯДА МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА

С.А. Ефименко[1], В.С. Портнов[2], А.К. Турсунбаева[2], А.Д. Маусымбаева[2], Д.Д. Джантасова[2]

[1]ТОО «Корпорация Казахмыс», Республика Казахстан, г. Жезказган, serg_yef@mail.ru
[2]Карагандинский государственный технический университет, Республика Казахстан, г. Караганда, e-mail: atursunbaeva@mail.ru

Известно, что германием обогащены сфалериты ряда полиметаллических месторождений Рудного Алтая [1]. Авторами проведен рентгенофлуоресцентного анализ (РФА) проб руд и концентратов обогатительных фабрик на германиеносность сфалеритов этих месторождений.

Исследования были выполнены на EDXRF спектрометре РЛП-21Т, в состав которого входит: дрейфовый полупроводниковый детектор (SDD) площадью около 25 мм^2 и толщиной 300-500 микрон (охлаждение – термохолодильник Пельтье); рентгеновская трубка VF-50J Rh (50 Вт); детектор с разрешением 150 эВ по линии 5,9 кэВ при загрузке 100 кГц; мишень из теллура. Время формирования импульса 1,6 мкс. Полная оцифровка сигнала. Режим поддержания на постоянном и высоком (90000имп/с) уровне загрузки спектрометрического тракта.

РЛП-21Т обеспечивает РФА проб руд на 31 элемент: Cu, Pb, Zn, Ag, Cd, Mo, Fe, Se, As, Ba, W, Bi, Ti, Cr, Mn, V, Ni, Al, Si, S, Ca, Ga, Br, Sr, Zr, Rb, Y, Nb, Pd, U, Th в одном режиме

без применения вакуумного насоса и инертного газа для РФА на легкие элементы.

Спектрометр РЛП-21Т дополнен опцией «РФА на рений», которая позволяет определять 19 элементов: Re, Ge, Cu, Zn, Pb, K, Ca, Ti, Cr, V, Mn, Fe, Co, Ni, As, Se, Ba (оценка), S (оценка), W при экспозиции измерений 500с. Для оптимизации условий возбуждения линий ReLβ1 и GeKa и повышения чувствительности РФА на эти элементы в конструкцию РЛП-21Т введена дополнительная промежуточная мишень из рубидия.

РФА на рений выполняется по линии ReLβ1 (10,008 кэВ). На эту линию накладываются линии WLβ2 (9,961кэВ), HgLa1 (9,989 кэВ), PbLs (9,667 кэВ) и GeKa (9,886 кэВ). В процессе обработки вторичных спектров эти линии выделяются в «чистом» виде, что позволяет делать количественную оценку содержаний W, Pb, Hg и Ge.

Программное обеспечение спектрометра РЛП-21Т располагает математическим инструментом, описывающим с точностью до 97-98% спектр всех 19 линий, из которых состоит L-серия мешающего (например, свинец) элемента и всех 5 линий, из которых состоит K-серия мешающего (например, молибден) элемента. Аналогично производится учет линий всех других мешающих элементов. В результате, в энергетических интервалах, в которых измеряются интенсивности аналитических линий рения и германия, остаются только «чистые» линии (ReLβ1 и GeKa) этих элементов. Пример выделения «чистой» линии GeKa из спектра, снятого на государственном стандартном образце (ГСО), приведен на рисунке.

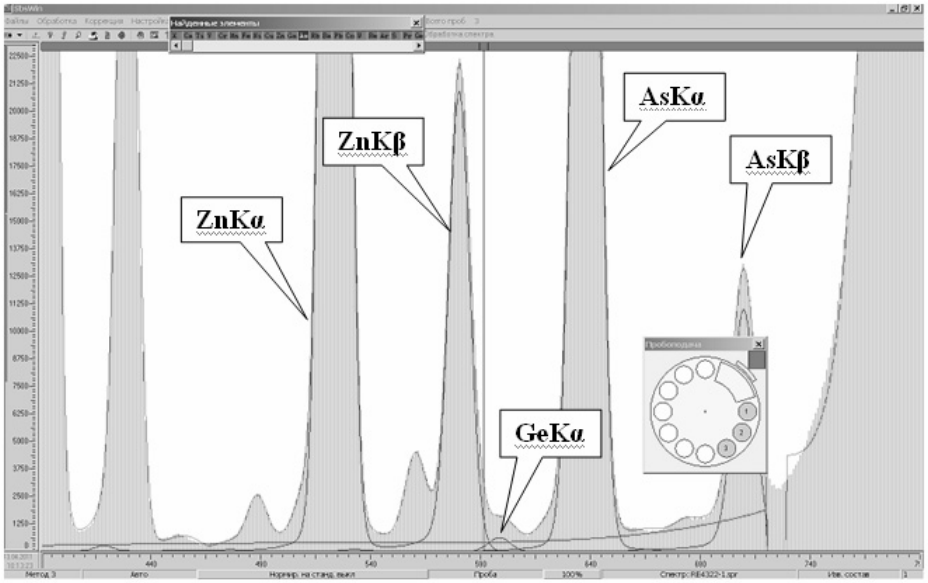


Рисунок. «Чистая» линия GeKa в спектре (Zn=0,20%; As=0,06%; Ge=7,0ppm)

Методика РФА на германий была протестирована на ГСО. Результаты исследований по направлению «РФА на германий» (15 циклов измерений):

1. Средние содержания германия в ГСО составили (ppm): 1712 (руда W) – 3,81 (аттестованное значение 3,9), 1713 (руда W) – 3,05 (2,9), 1715 (руда W) – 3,00 (3,1), 5405 (руда окисл. Mn) – 3,51 (3,4), 5405 (руда гематитовая) – 4,90 (5,1), 5406 (руда окисл. Mn) – 5,84 (4,9), 5407 (руда Fe-Mn) – 22,2 (21,9), 5408 (руда окисл. Mn) – 5,44 (5,6), 6588 (руда полиметалл.) – 4,52 (4,4), 4322 ДВГ (дальневосточные магматические породы) – 6,82 (7,0).

2. Доказано, что РЛП-21Т обеспечивает РФА на селен по третьей категории точности, начиная с концентраций 4,2 ppm (ГСО-3032).

Результаты РФА проб руд шахты «Анненская» (Жезказганское месторождение), промышленных продуктов (руда, цинковый и медный концентраты) Жезкентской обогатительной фабрики (Орловское месторождение), промышленных продуктов (руда) Белоусовской ОФ (Юбилейно-Снегирихинское месторождение) приведены в таблице.

Таблица. Результаты РФА проб руд и промышленных продуктов

Продукт	Содержания элементов,% (*– ppm)						
	Ge*	Zn	Cu	Pb	S	Fe	Se*
Анненская. Пр.1791	1,5	8,29	0,53	1,52	8,30	1,75	0,6
Анненская. Пр.1792	2,6	7,85	0,49	1,32	7,41	1,83	1,1
Анненская. Пр.1794	2,5	1,66	0,23	0,33	1,66	2,42	2,5
Жезкентская ОФ. Руда	6,2	2,84	4,89	0,53	36,68	28,48	135,5
Жезк. ОФ. Zn-конц	<0,5	44,68	1,63	4,63	34,57	6,61	112,6
Жезк. ОФ. Cu-конц	11,2	4,35	21,48	4,68	37,86	29,67	289,2
Белоусовская ОФ. Руда	<0,5	1,67	3,38	0,21	19,72	16,11	48,0

В результате совокупности научных, методических, математических и аппаратурных исследований разработана методика прямого определения содержаний германия и ряда полиметаллов, реализованная на лабораторном EDXRF спектрометре РЛП-21Т. Установлено, что сфалериты месторождений Жезказган, Орловское и Юбилейно-Снегирихинское не обогащены германием. С появлением методики РФА на германий реальной стала возможность проведения масштабных исследований по уточнению валовых содержаний германия в рудах месторождений ТОО «Корпорация Казахмыс», углях и отвалах Угольного департамента «Борлы», а также в золоотвалах районных котельных и ТЭЦ.

Список использованных источников

1. Быховер Н.А. Экономика минерального сырья, тт. 1-3. М., 1967-1971 Минеральные ресурсы мира. М., 1997.

НОВЫЕ ДАННЫЕ О МНОГОЦЕЛЕВОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ПРИРОДНЫХ СОРБЕНТОВ В ТЕХНОЭКОЛОГИИ

А.А. Зубков [1], Г.Б. Мелентьев [2], З.М. Шуленина [1]

[1]ГУ ОИВТ РАН, Россия, г. Москва
[2]ООО «Экомет-плюс», Россия, г. Москва

Проблема развития техноэкологии как инновационного научно-производственного направления включает изучение, оценку и реализацию возможностей и перспектив многоцелевого использования природных минеральных сорбентов, включая цеолиты (до 30 минеральных видов) и цеолитсодержащие (от 15 до 100%) породы. Мировое потребление последних оценивается в 3-5 млн. т/год (при добыче в начале 80-х годов – 11,8 млн. т), стоимость – от 90 до 200 долл/т.

Природные сорбенты как гомологи и современные заменители традиционно активируемых или синтезируемых сорбционных материалов представлены следующими основными видами сырья:

- углеродными (вместо активированного угля) – шунгитами и их модификациями;
- щелочноалюмосиликатными – бентонитовыми глинами и слюдой-вермикулитом;
- кремнеземистыми (опал-кристобалитовыми) осадочными породами – опоками, диатомитами, трепелами и вулканогенными – перлитами;
- цеолитовыми туфами (вместо синтетических цеолитов);
- силикагелями, получаемыми из нефелинового сырья (вместо синтезируемых путем обработки силиката натрия серной кислотой).

Природные сорбенты в целом являются нетрадиционным минеральным сырьем

многоцелевого назначения. Специфика их минерального состава и кристаллохимической структуры, а также характер пористости определяют широкий диапазон их использования в различных отраслях промышленности, сельском хозяйстве, в природоохранных и медико-экологических целях. При этом в США, наряду с традиционным использованием в агропромышленном комплексе бентонитов в количестве 800 тыс. т, широкое развитие получило использование в тех же целях природных цеолитов – до 800 тыс. т (1995 г.), в то время как масштабы использования опок, диатомитов и трепелов составили 400 тыс. т. Кроме того, обращают на себя внимание значительные объемы использования в тех же целях палыгорскитов – 650 тыс. т как наиболее «экзотических» и дефицитных, но эффективных природных сорбентов, а также перлитов (300 тыс. т) и вермикулитов (115 тыс. т). На этом фоне достигнутые к 1995 г уровни использования природных сорбентов в нашей стране несоизмеримо ниже: для цеолитов - в 8 раз, бентонитов – в 16 раз, опок, диатомитов, трепелов – в 4-5 раз, перлитов – в 7 раз, вермикулита – в 40 раз, а для «экзотических» палыгорскитов – в сотни раз.

В СССР интенсивные работы с 60-х годов прошлого века по созданию и внедрению в промышленные производства синтетических цеолитов сменились в 70-х годах поисками, разведкой и освоением месторождений природных цеолитов, выявленных преимущественно на юге В. Сибири и на Дальнем Востоке, а также в южных республиках, ныне – соседних с Россией странах СНГ. При этом наиболее качественные цеолиты с Чугуевского месторождения (Амурская обл.) экспортировались в Японию.

В центральной России разведано и эксплуатируется как источник технического сырья для металлургии единственное Хотинецкое месторождение в Орловской области. В то же время прогнозные ресурсы цеолитсодержащего сырья в нашей стране оцениваются в 4 млрд. т, но все они сосредоточены в восточных регионах (около 100 месторождений).

Специальными исследованиями установлено, что хотинецкие трепелы представляют собой цеолитные породы, содержащие высококремнеземистый клиноптилолит и монтмориллонит. Приводятся сравнительные данные о их минеральном и химическом составе относительно эталонных промышленно-ценных цеолитов-клиноптилолитов Шывертуйского (Забайкалье) и Сокирницкого (Украина) месторождений, а также результаты положительных испытаний хотинецкого сырья и его смесей с указанным эталонным в качестве мягких полиролей для пластмассовых изделий и кормовых добавок в птицеводстве и животноводстве. Исследованиями авторов, а затем специализированной группы компаний «Алсико» – ООО «Алсико-ресурс» доказана высокая эффективность многоцелевого использования местных минеральных кормовых добавок «Стимул» в сельском хозяйстве, исключающая необходимость доставки и применения привозного сибирского или украинского цеолитного сырья в центральные регионы России.

Сапонитовые глины (аргиллиты) как новый вид природного сырья, обладающего высокими сорбционными свойствами, первоначально были открыты и разведаны в Хмельницкой области на Украине, где их запасы в Ташковском, Варваровском и др. месторождениях превышают 100 млн. т при мощности продуктивных пластов 10-40 м и пород вскрыши 5-20 м. К настоящему времени сапониты, представляющие собой магниевую разновидность монтмориллонита, оказались характерными для вмещающих пород кимберлитов и сбросов пульпы обогатительных фабрик на месторождениях алмазов в Архангельской области и Якутии. В связи с тонкой дисперсностью и способностью к «набуханию» сапонитов в водной среде возникла проблема сгущения пульпы и ее использования, т.к. процесс самоуплотнения сапонитовых осадков в отстойниках-накопителях потребует многих лет. В целях оценки возможностей и перспектив использования сапонитов для очистки сточных вод и в качестве кормовых добавок в сельскохозяйственном производстве авторами были изучены химический и микрокомпонентный составы сапонитовых глин и их анальцимсодержащих разновидностей на пробах из Ташковского месторождения. Специальными исследованиями установлена повышенная эффективность использования сапонитовых глин для очистки сточных вод от кадмия и меди сравнительно с

клиноптилолитом и пониженная – применительно к очистке от хрома и аммонийных соединений. Анальцимсодержащие сапонитовые глины могут быть использованы без каких-либо ограничений в качестве кормовых добавок для животных и почвенных мелиорантов.

Бруситы, известные как уникальное магнезиальное сырье, согласно исследованиям специалистов Института горного дела СО РАН (г. Новосибирск), обладают высокой сорбционной емкостью, превышающей цеолитную в 8-10 раз. Единственное в России разрабатываемое Кульдурское месторождение брусита расположено в Еврейской АО, где суммарные ресурсы оцениваются в 34 млн. т. Сорбционная способность брусита при извлечении металлов из моно- и поликомпонентных растворов увеличивается в ряду: Mn < Ni < Co < Cd < Zn < Cu.

Как известно, улучшение сорбционных свойств цеолитов и расширение сфер их использования достигается их модифицированием и созданием на их основе композиционных материалов – торфо-цеолитных (ТЦК) и шламо-цеолитных (ШЦК), в составе которых используются красные шламы.

В последние годы, наряду с исследованиями возможностей использования вермикулитов и перлитов в экологических целях, обладающих способностью резко увеличивать свой объем и сорбционную способность при нагревании, за рубежом получили развитие применения в качестве эффективных сорбентов глаукониты и гранаты.

В связи с изложенным очевидно, что промышленные и сельскохозяйственные производства, особенно в связи с необходимостью их экологизации как средства инновационного развития и повышения конкурентоспособности, должны быть обеспечены широким ассортиментом и необходимыми объемами природных сорбентов. В европейской части России имеются возможности и перспективы расширения как их минерально-сырьевой базы, так и создания современных производств для внутреннего потребления и внешнего рынка.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРЕДПОСЫЛКИ И КОМПЛЕКСНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ СКЛАДИРОВАННЫХ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВОЙ РУДЫ

В.А. Иванова, Г.В. Митрофанова, Е.Д. Рухленко

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты, e-mail: gera@goi.kolasc.net.ru

Сегодня все более актуальным становится вопрос вовлечения в переработку складированных отходов рудообогащения как с точки зрения получения новых дополнительных видов продукции, так и повышения экологической безопасности.

При этом ввиду того, что большая часть востребованного на сегодня полезного компонента уже извлечена из такого типа минерального сырья, говорить о получении только его дополнительного количества экономически нецелесообразно.

Вопрос вовлечения в переработку техногенного минерального сырья должен рассматриваться только при условии его комплексного обогащения.

С этих позиций были рассмотрены отходы обогащения апатит-нефелиновых руд ОАО «Апатит», запасы которых на сегодня составляют ~ 900 млн. т. В них сосредоточено до 60% нефелина, 15% эгирина, 3,5% сфена, 2,5% титаномагнетита и 7% апатита.

Исследования проводились на пробах техногенного минерального сырья, отобранных на пляжах дамбы по глубине складирования отходов в соответствии с горизонтами хвостохранилища: 150, 156, 160, 170, 180. Особенностью данного объекта является то, что складируемые в хвостохранилище отходы сформированы в условиях оборотного

водоснабжения. Это позволило оценить влияние на минералого-технологические свойства техногенного сырья не только временного фактора и атмосферного воздействия, но и ионно-обменных процессов, обусловленных использованием оборотной воды.

Минералогический анализ исследуемых проб (таблица 1) показал, что содержание апатита в пробах снижается от нижних горизонтов к верхним при одновременном увеличении содержания в них нефелина. Также прослеживается тенденция увеличения содержания сфена с 3,0% до 3,8-4,5%. Количество титаномагнетита меняется в пределах от 3,3 до 4,2%.

Таблица 1. Содержание основных минералов в пробах складированных отходов обогащения апатит-нефелиновой руды АНОФ-2 ОАО «Апатит»

Минералы	Содержание минералов в пробах (% вес) по горизонтам:					
	№ 150	№ 156	№ 163	№ 170	№ 176	№ 180
Апатит	10,5	10,9	8,2	9,1	7,3	7,2
Нефелин	48,5	48,1	57,0	59,2	57,2	54,2
Полевой шпат	12,8	11,2	7,4	6,3	7,7	7,6
Пироксен	18,0	18,7	17,2	15,5	16,7	18,3
Сфен	3,0	3,3	3,6	3,3	3,8	4,5
Титаномагнетит	3,7	4,1	3,4	3,3	4,0	4,2

Анализ содержания и распределения химических компонентов по классам крупности показал довольно высокое содержание основного полезного компонента - P_2O_5 в материале крупностью +0,16 мм (2,7-8,1%) и низкое - на уровне современных хвостов и ниже (1,8-1,0% P_2O_5) - в классах -0,16 мм. При этом около 90% P_2O_5 (соответственно апатита) сконцентрировано в классах +0,16 мм.

Приблизительно в этом же диапазоне крупности (-0,63+0,10 мм) аккумулируется и основная часть Al_2O_3, составляющая около 85%. Титансодержащие минералы концентрируются (около 70%) в мелких классах -0,2 мм.

Установленные основные минералого-технологические особенности проб хвостохранилища АНОФ-2 - равномерный гранулометрический состав по всей зоне отбора проб, отсутствие шламов, отсутствие новообразований и окисных пленок на поверхности минералов показали возможность получения из них наряду с апатитовым нефелинового, сфенового, эгиринового и титаномагнетитового концентратов [1].

На первом этапе исследований установлены особенности флотационного выделения апатита.

Усовершенствованный реагентный режим и отработанная схема флотации в замкнутом цикле позволили получить апатитовый концентрат с содержанием 39,0-39,2% P_2O_5 при извлечении 84-88% [2].

Полученные при этом хвосты апатитовой флотации характеризуются низким содержанием P_2O_5 - 0,6-0,8%.

Выделение нефелина осуществлялось по флотационно-магнитной схеме, предусматривающей обратную флотацию нефелина из обесшламленных хвостов апатитового цикла с последующей доводкой флотационного концентрата мокрой электромагнитной сепарацией в слабом поле для удаления сильномагнитных минералов (титаномагнетит) и в сильном поле для удаления слабомагнитных минералов (преимущественно эгирин).

При содержании в исходном сырье 6,3-7,6% полевых шпатов (пробы верхних горизонтов) по данной схеме с использованием выбранного оптимального реагентного режима возможно получение нефелиновых концентратов с содержанием 29,8% Al_2O_3 при извлечении 70-75%.

Из труднообогатимых по нефелину проб нижних горизонтов, содержащих 11,2-12,8% полевых шпатов, извлечение глинозема в нефелиновые концентраты (28,7-29,0% Al_2O_3) составило 62-65%. Получаемый при этом пенный продукт, представляющий собой черновой

коллективный концентрат темноцветных минералов, содержал в среднем 10-13% TiO_2 при извлечении соответственно 88-65%.

Наиболее оптимальные реагентные режимы, обеспечивающие селективное отделение темноцветных минералов от нефелина, включали использование в качестве собирателя реагентов ИМ-50, алкилбензолсульфонатов и алкилфосфатов в сочетании с жирнокислотным собирателем.

В результате трех перечистных операций чернового коллективного концентрата темноцветных минералов и последующей электромагнитной сепарации пенного продукта в сильном и слабом полях были получены сфеновые концентраты 28,0 - 28,8% при извлечении 24 – 20% от хвостов апатитовой флотации.

Одновременно были получены титаномагнетитовый концентрат с содержанием 55% Fe и эгириновые продукты.

Попытки получить сфеновый концентрат по схемам, предложенным применительно к хвостам апатитовой флотации руды текущей переработки [3], не привели к ожидаемым результатам.

При обогащении исследуемого сырья процесс разделения сфена и эгирина в перечистных операциях протекал неэффективно, что связано, по-видимому, с изменением поверхностных свойств темноцветных минералов в процессе длительного хранения.

Вопрос повышения показателей получения сфенового концентрата требует дальнейших исследований.

Список использованных источников

1. Иванова В.А., Рухленко Е.Д. Оценка минералого-технологических свойств складированных отходов обогащения апатит-нефелиновых руд / Горный журнал, №5, 2010 г - С.92-95.
2. Иванова В.А., Митрофанова Г.В. Особенности флотации апатита из складированных отходов обогащения апатит-нефелиновой руды / Доклад на XX Международном научном симпозиуме «НЕДЕЛЯ ГОРНЯКА - 2012» - Москва, 24-27 января 2012 г.
3. Комплексное обогащение апатито-нефелиновой руды Партомчоррского месторождения / Гершенкоп А.Ш., Улезко А.А., Алейникова Н.С., Ефимова Н.С // В сб. «Комплексное обогащение фосфорсодержащего сырья – Апатиты,1977, С.39-44.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИОСОРБЕНТОВ В ПРОЦЕССАХ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Н.Г. Куимова, Л.М. Павлова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования Дальневосточного отделения РАН, Россия,
г. Благовещенск, e-mail: ngkuimova@mail.ru

В гидрометаллургии существуют общепринятые методы извлечения благородных металлов из растворов: осаждение металлов химическими реагентами, ионный обмен, электролитическое восстановление и т.д., но, как правило,все эти методы высокозатратные и часто не отвечают экологическим требованиям. Сорбция металлов с использованием биосорбентов является перспективной в отношении стоимости исполнения и экологически благоприятным технологическим процессом (eco-friendly manners).

Цель выполненных исследований – изучение сорбционных возможностей природных комплексообразователей в процессах извлечения золота из растворов. Для получения сорбентов использовали торф и гуминовые кислоты (ГК), выделенные из бурых углей и торфа.

Методы исследования

В качестве экспериментального материала использовали высокозольный (содержание золы по горизонтам составляет от 31 до 56% на сухую навеску) низинный торф. Условия эксперимента: высушенные до воздушно-сухого состояния навески торфа (1 г), отобранные из разных горизонтов торфяной залежи (0-10, 50-60, 100-110, 170-180, 180-190 см) гомогенизировали и помещали в колонки. В качестве подложки использовали обеззоленные фильтры с белой лентой. Ежедневно в течение 80-ти суток по каплям прибавляли раствор ионного золота ($HAuCl_4$) с концентрацией золота 5,9 мкг/мл. Через определённые промежутки времени (1 сутки, 3 суток, 10 суток, 30 суток, 80 суток) отбирали аликвоты просачивающегося через слой торфа раствора для определения остаточного количества золота атомно-абсорбционным методом (спектрофотометр Hitachi 180-50). По окончании эксперимента методами растровой электронной микроскопии и локального рентгеновского микроанализа (сканирующий электронный микроскоп JEOL-6390, энергодисперсионный анализатор INCA-Oxford) исследовали ультраструктуру частиц торфа.

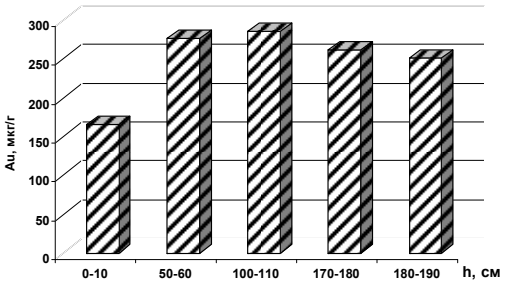
Малозольные препараты ГК получены методом экстрагирования исходных проб 0,1М раствором NaOH с последующей коагуляцией ГК из раствора 5% HCl до pH 1,0-1,5. К отделяли центрифугированием, деминерализацию полученных препаратов проводили 2-5% HF.

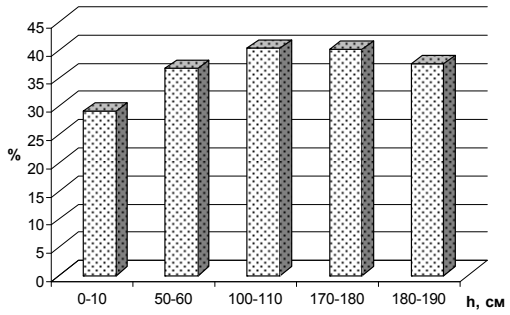
Модельные эксперименты по сорбции гидроксохлоридных комплексов золота малозольными препаратами ГК проводили в статических условиях при температуре 25^0C, pH 2-6, исходной концентрации золота в растворе 50-100 мкг/мл, время взаимодействия 3 суток. Остаточное золото в растворах определяли атомно-абсорбционным методом (спектрофотометр Hitachi 180-50).

Результаты исследования

Сорбционные возможности торфа

После 80-дневной инфильтрации золотосодержащего раствора через органический материал торфа количество сорбированного золота в навесках варьировало от 165 до 286 мкг/г, достигая максимума в образцах, отобранных из горизонта 100-110 см (рис. 1А). Степень извлечения золота из общего объёма инфильтрованного раствора изменялась от 29 до 40% с максимумом для наиболее гумусированного горизонта 100-110 см (рис. 1 Б).

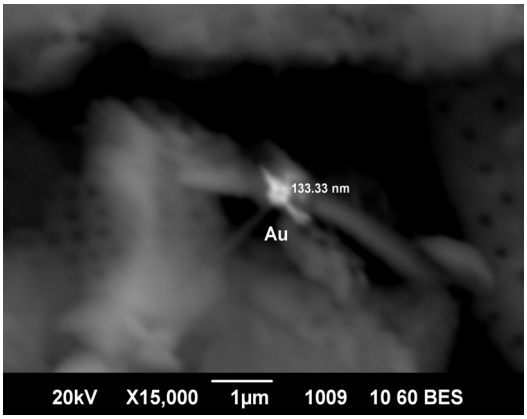




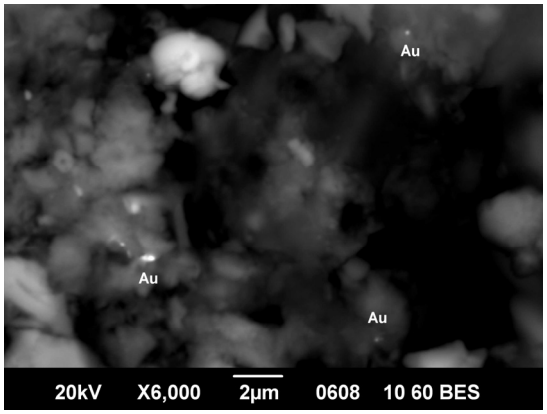
А **Б**

Рисунок 1. Сорбция ионного золота (мкг/г) торфом (А) и степень его извлечения из общего объёма инфильтрационного раствора

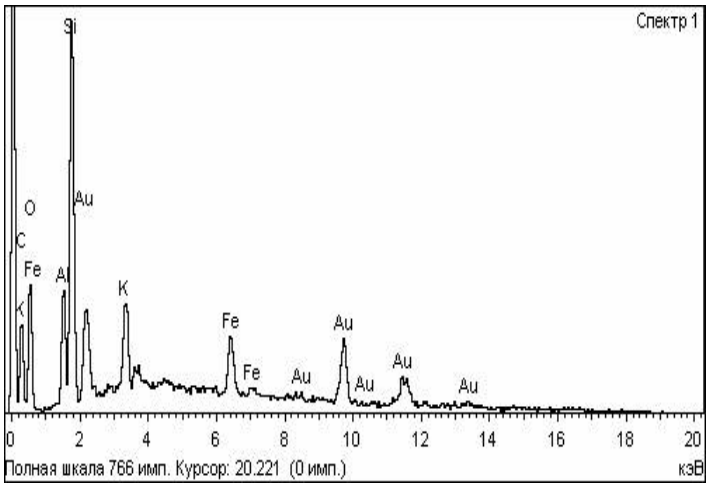
При продолжительной инфильтрации растворов через природный сорбент (30-80 суток) методом электронной микроскопии обнаружено присутствие нанодисперсного золота (рис. 2 А, Б) в пробах торфа, что свидетельствует о восстановлении ионного золота органической матрицей. На рис. 2 (В) представлен энергодисперсионный спектр наночастиц золота на алюмосиликатных частицах в органическом материале.



А



Б



В

Рисунок 2. Электронно-микроскопические снимки поверхности частиц торфа: А, Б – наночастицы золота на органоминеральных частицах торфа; В – энергодисперсионный спектр наночастиц золота

Степень извлечения золота из растворов торфяными сорбентами увеличивалась до 80% при модификации торфяных образцов (высушивании, измельчении, прессовании, отработки скорости пропускания золотосодержащих растворов через сорбент). Существуют некоторые возможности дополнительного увеличения сорбционного потенциала путем биомодификации природных сорбентов биомассой микромицетов [4].

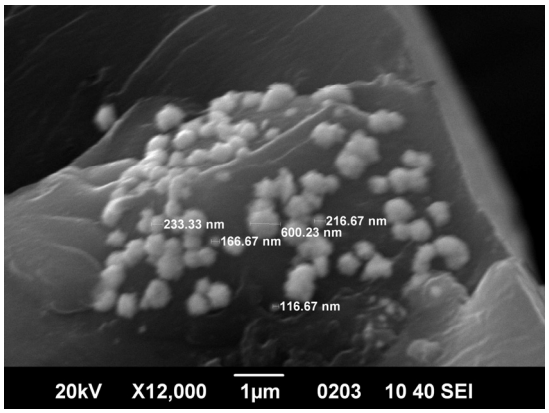
Сорбция золота ГК

Выход гуминовых кислот из разных горизонтов торфяной залежи изменялся от 36 до 51%, что, очевидно, связано с изменением степени гумификации органического вещества, разным ботаническим составом растений торфообразователей. Показана достаточно высокая зольность полученных препаратов ГК (8-27%). С целью увеличения сорбции золота проведена деминерализация ГК, так как минеральные компоненты, как правило, связаны с карбоксильными и гидроксильными группами органического вещества [1, 2, 3]. После проведения деминерализации зольность ГК составила 0,3-2,0%.

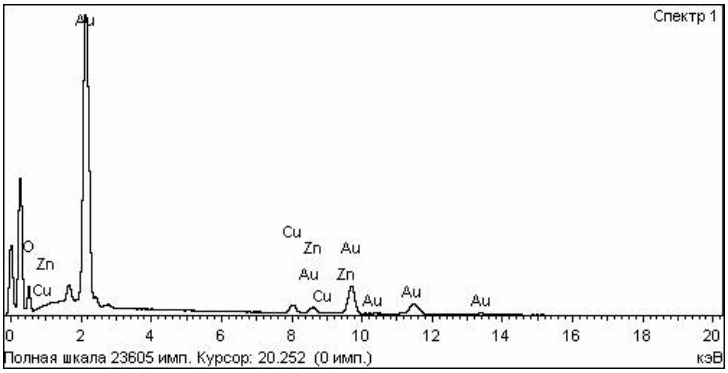
Результаты экспериментальных исследований показали, что гуминовые кислоты, выделенные из разных горизонтов торфяной залежи, обладали практически одинаковой сорбционной способностью: от 23 мг/г ГК при исходной концентрации Au в растворе 50 мкг/мл до 54 мг Au/г ГК при увеличении концентрации до 100 мкг Au /мл (рис. 1). При достижении оптимальных соотношений Р (навеска ГК): С (концентрация Au в растворе) степень извлечения золота ГК в

условиях выполненного эксперимента увеличивалась от 87% до 97%.

В условиях выполненного эксперимента при взаимодействии ГК с растворами ионного золота (более 50 мкг Au/мл) наблюдали практически мгновенное восстановление анионных комплексов до гидрофобного золя элементного золота с размером частиц 30-40 нм. Установлено, что в реакционной среде присутствуют одновременно разные механизмы концентрирования золота гуминовыми кислотами: как комплексообразование, так и восстановление до элементного нанодисперсного состояния. Методом электронной микроскопии показано, что в осадке ГК присутствуют сфероидальные наночастицы золота с примесью Cu, Zn (рис. 3 А, Б), размер частиц достигает 200-600 нм. Преобладание того или иного механизма взаимодействия зависит от концентрации золота в растворе и pH среды.



А



Б

Рисунок 3. Сфероидальные наночастицы золота в осадке ГК (А), элементный состав наночастиц (спектр Б)

Результаты исследований показали высокую сорбционную возможность извлечения золота природными сорбентами. Изучаются возможности биомодификации сорбентов биомассой микроскопических грибов, рассматриваются технологические варианты подготовки сорбентов и вопросы десорбции.

Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президиума ДВО РАН (12-III-A-08-142).

Список использованных источников

1. Баранова Н.Н., Варшал Г.М., Велюханова Т.К. Комплексообразующие свойства природных органических веществ и их роль в генезисе золоторудных месторождений // Геохимия. 1991, № 12. С. 1799-1803.
2. Варшал Г.М., Велюханова Т.К., Кощеева И.Я. и др. О концетрировании благородных металлов углеродистым веществом пород // Геохимия. 1994, № 6. С. 814-823.
3. Гуминовые вещества в биосфере. М.: Наука, 1993. 237 с.
4. Prascakova M., Kusnierova M., Luptakova A et al. Sorption of copper and zinc by bio-modified brown coal // Water Treatment Technologies for the Removal of High-Toxicity Pollutants: NATO Science for Peace and Security Series C-Environmental Security. 2010. P. 259-266.

ПРОБЛЕМА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ УТИЛИЗАЦИИ ЗОЛОТА ИЗ УГЛЕЙ

В.М. Кузьминых, А.П. Сорокин, В.И. Рождествина, И.А. Зубенко

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Амурский научный центр Дальневосточного отделения РАН, Россия, г. Благовещенск, e-mail: amurnc @ascnet.ru

Благороднометалльное оруденение в угленосных структурах в последнее время - весьма актуальная тема научных исследований. Несмотря на существующую аналитическую проблему при определении содержания благородных металлов в углеродистых породах, уже не вызывает сомнения их присутствие в углях (Середин В. В. Геология рудных месторождений. , 2007, Т. 49, № 1, с. 3 -36).

В настоящее время в литературе обсуждаются два направления в поведении золота при горении угля. Первое основано на преимущественном накоплении золота в золошлаковых отвалах и существенном увеличении его содержания в золе (Черепанов А. А. Тихоокеанская геология 2008, Т. 27, №2). В основе второго направления лежит положение, что золото легко уносится с дымом и лишь незначительная его часть остается в золе (Сорокин А. П. и др. ДАН., 2009, Т.424, №2), (Варшал Г. М. и др. Геохимия. 1994, №6. С. 814-823).

Таким образом, вопросы поведения и трансформации золота в процессе горения угля, формах его переноса остаются открытыми. Их решение должно создать фундаментальную базу для разработки технологий попутного извлечения золота из углей в процессе его сжигания.

Сложность решения этой проблемы во многом определяется трудностями, связанными с разработкой надежных способов определения содержания золота в углях.

В АмурНЦ ДВО РАН разработан способ определения золота, основанный на пробирном анализе с плавкой навески угля (патент №2245931 от 01 октября 2003). Способ прошел длительные проверки и контроли, в настоящее время не вызывает сомнения в достоверности и высокой точности. Разработанным способом проанализированы бурые угля ряда месторождений Дальнего Востока и Сибири и впервые проведены исследовательские работы по изысканию возможностей извлечения из них золота. Одновременно с этим проведено изучение форм присутствия золота в самих углях и в продуктах горения или их выщелачивания.

Изучение форм присутствия золота проводилось с применением электронной микроскопии, в результате чего установлено присутствие в углях частиц металлического золота микроскопических, коллоидных и наноразмеров. Были изучены формы присутствия золота в продуктах горения: в золе и выносимых газах, при этом формы золота, обнаруженные в углях, в полном ассортименте встречаются и в продуктах его горения.

Рассматривая возможность стандартного цианистого выщелачивания золота из углей, сотрудниками АмурНЦ ДВО РАН доказана экспериментально безнадежность осуществления такого процесса. Но в то же время были проведены опыты растворения гуминовых соединений и кислот из угля Сергеевского месторождения (Амурская область) горячим раствором каустической соды.

Полученный раствор гуматов упаривали до сухих солей, в которых было установлено содержание золота от 10 до 50 г/т. Это свидетельствует о том, что золото из угля переходит в раствор гуматов и может быть извлечено из него сорбентами (патент №2249053, 2003). Таким образом, было доказано, что в отдельных случаях возможно применения выщелачивания, но не самого золота, а составляющих угля.

Но основная масса углей сжигается в энергетических установках, в процессе которого золото распределяется при горении угля, соотвественно, 10 - 15% - в золе, 90 -85% - в выносах мелкой золы и газов.

В АмурНЦ ДВО РАН разработан способ извлечения золота из дымовых газов. Решение задачи коллектирования золота из газов состоит в смешении их с водяным паром с последующей

конденсацией пара в специальных холодильниках или конденсаторах. При этом, в конденсат собираются многие из примесей в дымах и в том числе выносящееся с дымовыми газами золото и другие металлы (патент №2398033, 2009).

Специально для изучения указанного процесса была сконструирована и смонтирована укрупненная лабораторная установка, включающая печь для сжигания угля, смеситель газов с водяным паром, получаемом в парогенераторе, холодильников или конденсаторов, дымососа и газоводов.

Загрузка угля весом 1 кг крупностью 5-15 мм. Осуществляется на перфорированный поддон, под которым дымососом создается пониженное давление. Подсос воздуха ведется через отверстия в футеровке, в которых проходят карборундовые нагреватели, установленные для начального подогрева и зажигания угля. Воздух проходит через слой нагретого угля и далее дымовые газы устремляются в смеситель, куда поступает водяной пар при 100° С, и затем парогазовая смесь поступает в холодильники, где происходит конденсация пара.

Образовавшийся водяной конденсат собирает из газа многие компоненты и, в том числе, выносимые с газами мельчайшие частицы золота и вместе с этим летучие соединения золота и других металлов.

Проведенные многочисленные опыты с различными углями показали, что извлечение золота в раствор конденсата колеблется от 30 до 69% по отношению к исходному содержанию золота в углях. Невысокий процент извлечения обусловлен, скорее всего, несовершенством конструкции самодельных холодильников, не позволяющей полной конденсации водяного пара. Но в любом случае полученные результаты позволяют оценивать предлагаемый вариант утилизации золота из дымовых газов от сжигания углей как прорыв в технологии попутного извлечения золота из углей.

Вместе с этим возникает еще одна проблема - извлечение золота из разубоженного раствора конденсата, в котором растворено большое количество органических веществ. Разработаны два пути решения проблемы:

1. Традиционная гидрометаллургическая сорбционная технология.
2. Обогащение растворов с получением богатых органических концентратов с помощью процесса флотоэкстракции. Наиболее перспективным представляется второй путь.

Таким образом, применение способа извлечения золота из дымовых газов с использованием конденсации водяного пара, вводимого в газы, является перспективным технологическим приемом, позволяющим не только попутно извлекать ценные металлы из углей, но и решать важную экологическую задачу очистки выбросов от сжигания угля.

ПОИСКИ АЛЬТЕРНАТИВНЫХ МЕТОДОВ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРОВ

В.Г. Лобанов, Ф.М. Набиуллин, М.Р. Хафизов, В.Б. Начаров, Н.А. Филонов, В.И. Викулов

Уральский федеральный университет имени Первого Президента России Б.Н.Ельцина, Россия, г. Екатеринбург, e-mail: lobanov-vl@yandex.ru
ООО «Березовское рудоуправление»

Несмотря на интенсивные поиски альтернативных технологий цианирование продолжает оставаться самым «промышленным» методом извлечения золота из руд и концентратов. При достаточном уровне организации производства и техники безопасности цианистые технологии не имеют конкурентов.

Сточные воды и хвосты цианистых золотоизвлекательных фабрик содержат значительное количество простых и комплексных цианидов с сильно выраженными

токсичными свойствами. Очистка таких продуктов от цианистых солей до требуемых санитарных норм связана со значительными трудностями, которые с каждым годом все более возрастают по мере повышения требований, предъявляемых к полноте обезвреживания промышленных стоков. Проблема утилизации и обезвреживания сбросных цианистых растворов и пульп в настоящее время одна из наиболее острых проблем мировой золотодобывающей промышленности. К решению ее за рубежом подходят с самых различных позиций, исходя из конкретных условий, в которых находится то или иное предприятие.

Из химических методов очистки цианистых хвостов и сточных вод за рубежом признаются наиболее эффективными окислительное разложение с использованием гипохлорита кальция или натрия, газообразного хлора, озонирование.

При организации опытного участка цианирования на ООО «Березовское рудоуправление» однозначно ориентировались на полный оборот цианистых растворов в технологической цепи: чановое выщелачивание концентратов – цементация – кучное выщелачивание. По итогам первого года работы в результате пополнения природными осадками объем циркулирующих в обороте растворов заметно возрос.

Возникла необходимость выбора рационального метода обезвреживания части растворов с целью возможного сброса стоков в летний сезон в чашу хвостохранилища.

Предпочтение было отдано методу, основанному на использовании железного купороса в сочетании с перекисью водорода в качестве окислителя. Лабораторный и промышленный эксперимент показал приемлемость выбранного подхода. При оптимальной дозировке реагентов предельно допустимые концентрации по цианидам и его производным достигаются за 3-5 часов.

Вместе с тем относительно высокие затраты на реагенты обусловили поиск принципиально новых подходов. Были проведены тестовые опыты по электроимпульсной обработке растворов, содержащих рабочие концентрации цианидов. Полученные результаты показали исключительную эффективность этого метода. В ближайшее время будут выполнены систематические исследования по оптимизации и подготовке регламента электрофизической нейтрализации цианистых стоков.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА ОАО «КОЛЬСКАЯ ГМК»

Д.В. Макаров[1], Д.С. Потапов[2], С.С. Потапов[2], Е.А. Корнева[1], А.В. Светлов[1], Ю.Л. Баюрова[1]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН РАН, Россия, г. Апатиты, e-mail: makarov@inep.ksc.ru

[2]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт минералогии Уральского отделения РАН, e-mail: spot@ilmeny.ac.ru

Вследствие экономических и экологических проблем цветной металлургии в перспективе в переработку будет вовлекаться сульфидсодержащее техногенное сырье: хвосты обогащения и шлаки. Особенности формы нахождения полезных минералов, их высокая дисперсность, изменения физических и физико-химических свойств поверхности предопределяют 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 [1].

Объектом нашего исследования были отвальные гранулированные шлаки медно-никелевого производства ОАО «Кольская ГМК». Отвалы шлаков плавцеха комбината «Печенганикель», образованные в 1945 году, 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 [2]. С другой стороны, по данным ряда исследователей, шлаки медно-никелевого производства представляют серьезную опасность для окружающей среды [3]. Тем более, что они находятся под воздействием шахтных вод, поступающих на шлакоотвал.

С целью оценки свойств шлаков как потенциального сырья и их экологической опасности нами исследованы шлаки текущего производства (октябрь 2011 года) и лежалые шлаки, складированные в отвале в течение 15 лет. Нами было отобрано 16 проб лежалых шлаков с ненарушенной структурой.

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.

Таблица 1. Свойства лежалых шлаков

Показатели	Плотность, г/см^3		Влажность, %	Пористость, %	Фракция -0,1 мм, %
	истинная	в естественном состоянии			
Среднее значение	3.32	1.73	3.36	49.77	0.63
Стандартное отклонение	0.04	0.14	0.79	4.53	0.40
Дисперсия	0.002	0.02	0.63	20.56	0.16

Исследование инженерно-геологических свойств лежалых шлаков (таблица 1) показали, что для них характерны весьма высокие обратные корреляционные связи между плотностью шлака в естественном состоянии и пористостью, плотностью шлака в сухом состоянии и пористостью. Высокие обратные корреляции имеются между плотностью шлака в естественном состоянии и влажностью, плотностью шлака в сухом состоянии и влажностью. Влажность лежалых шлаков зависит от пористости (высокая прямая корреляция).

Химический состав шлаков текущего производства (1) и лежалых шлаков (2) представлен в таблице 2. Более высокие содержания оксида магния и более низкие оксидов железа, очевидно, связаны с изменением состава концентратов, поступающих на пирометаллургический передел и с особенностями процесса плавки.

Таблица 2. Химический состав шлаков

Шлак	Содержание, %									
	TiO_2	K_2O	Fe_2O_3	FeO	CaO	MgO	Na_2O	$A1_2O_3$	MnO	SiO_2
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

Также представляло интерес исследование распределения содержаний цветных металлов и железа по фракциям в текущих и лежалых шлаках. В целом можно отметить более высокие содержания цветных металлов в шлаках текущего производства, что обусловлено как плавкой более богатых концентратов, так и гипергенными процессами.

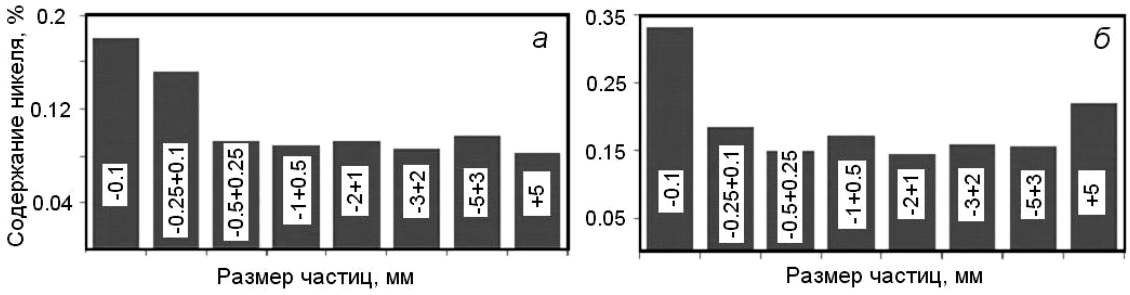


Рисунок 1. Распределение содержания никеля по классам крупности лежалых шлаков (а) и шлаков текущего производства (б)

Для шлаков текущей переработки содержание никеля существенно выше в классах -0.1 и +5 мм (рисунок 1б). Однако с учетом их низкого выхода (0.09 и 0.63% соответственно) вряд ли этот факт представляет технологический интерес. В лежалых шлаках содержания никеля также выше в мелких классах, а выход фракций -0.25 мм в среднем составляет около 3%. Медь и кобальт распределены более равномерно в шлаках текущей переработки. Для лежалых шлаков характерно повышенное содержание меди в классе -0.5 мм и кобальта -0.1 мм. В случае утилизации лежалых шлаков, например, в производстве строительных материалов, возможно выделение фракции -0.25 мм для доизвлечения цветных металлов.

Задачей минералогических исследований в первую очередь 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.

Включения сульфидов в гранулированном шлаке *текущего производства* распределены неравномерно и не во всех зернах основной массы (матрицы шлака), состоящей из форстерита и стекла (рисунок 2а). Сульфиды в текущих шлаках чаще всего округлой формы (шарики, капли), реже встречаются овальные выделения; также наблюдаются сростки отдельных зерен сульфидов (рисунок 2б). Размеры сульфидов варьируют от 5 до 20 мкм. Редко наблюдаются и более крупные зерна размерами до 50 мкм.

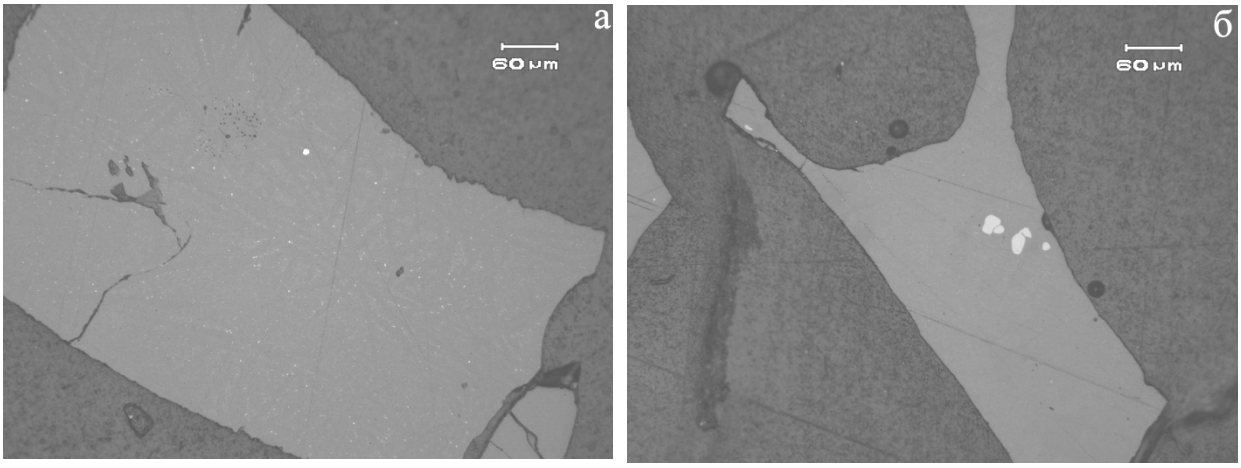


Рисунок 2. Текущие шлаки комбината «Печенганикель»: а – мелкие включения сульфидов округлой формы между игольчатыми кристаллами форстерита; б – выделения сульфидов овальной формы и их срастания

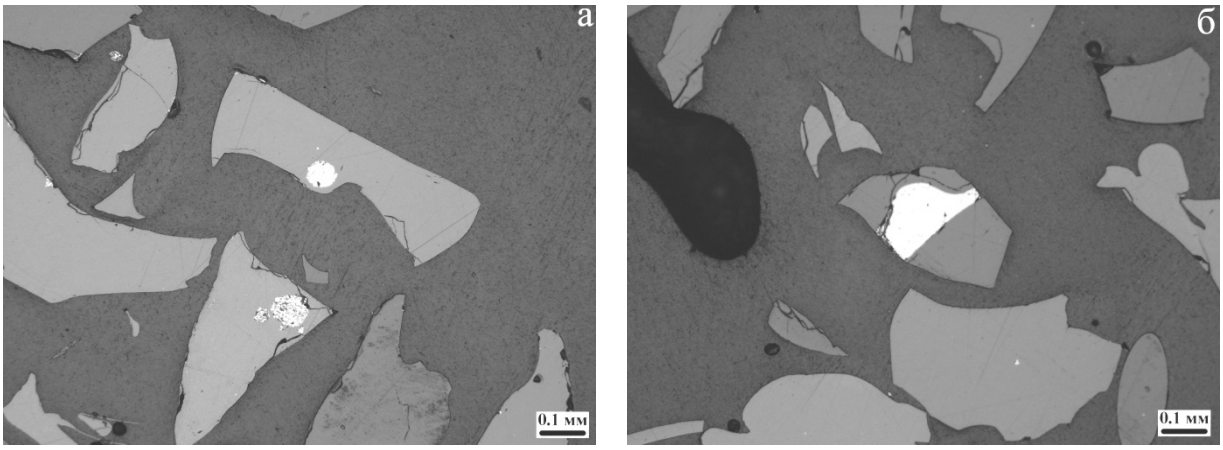


Рисунок 3. Лежалые шлаки комбината «Печенганикель»: а – крупные округлые выделения сульфидов; б – кривогранные формы сульфидов

Часто наблюдаются зерна основной массы (по всей видимости, стекло), в которых проявляются скелетные игольчатые кристаллы форстерита, образующие структуру спинифекс (см. рисунок 2а). Между этими игольчатыми кристаллами форстерита в основной массе стекла, обрамляя игольчатый форстерит, наблюдается множество мелких сульфидных включений размерами 1.5-2.0 мкм.

Сульфидные включения *лежалых шлаков* по форме представляют собой как округлые выделения (рисунок 3а), подобные сульфидам текущих шлаков, так наблюдаются и сложные образования сульфидов, имеющие кривогранную форму (рисунок 3б). Размеры сульфидных зерен здесь значительно крупнее, чем в текущих шлаках, и несколько зерен сульфида в шашке видно невооруженным глазом; их размер 0.3-0.4 мм. В основном размер сульфидов варьирует от совсем мелких 5-10 мкм, до более крупных 20-70 мкм.

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., Чаплыгин Н.Н., Вигдергауз В.Е. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья и охрана окружающей среды // Горный журнал. 2007. № 2. С. 91-96.
2. Потапов С.С., Потапов Д.С., Лютоев В.П., Филиппов В.Н. Химический состав и минералогия шлаков и шлаковых стекол производства силикомарганца на Челябинском электрометаллургическом комбинате // IV Международная студенческая электронная научная конференция «Студенческий научный форум». 15 февраля – 31 марта 2012 года. http://www.rae.ru/forum2012/5/3143
3. Паршина М.В. Влияние процессов гипергенной метаморфизации техногенных массивов на степень их экологической опасности для окружающей среды // Записки Горного института. 2009. Т.180. С. 33-35.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ МИНЕРАЛОВ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ АПАТИТО-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД С ПОЧВЕННЫМИ ВОДАМИ

В.А. Маслобоев[1], В.В. Максимова[1], Д.В. Макаров[1], Т.Т. Горбачева[1], С.И. Мазухина[1], Д.П. Нестеров[2]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН РАН, Россия, г. Апатиты, *e-mail: makarov@inep.ksc.ru*

[2]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН РАН, Россия, г. Апатиты

Важнейшим геоэкологическим аспектом проблемы хранения хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд является их водная и ветровая эрозия. Эоловый перенос вещества хвостохранилищ является одним из основных механизмов поступления элементов в окружающую среду [1].

Расчеты пылевых потоков хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд в районе станции Хибины показали, что при значениях влажности 6-12 мас.% поток массы пыли на расстоянии несколько километров составляет 4-8 г/м^2·сутки [2]. В результате ветровой эрозии хвостохранилища фабрики АНОФ №2 масштабы эрозионных процессов выражаются миллионами тонн ежегодно, при этом в радиусе 15-20 км содержание взвешенных веществ в воздухе во много раз превышает санитарные нормы. Поднятый и перемещаемый ветром мелкодисперсный субстрат загрязняет почву и водный бассейн.

Наибольший интерес представляют гипергенные изменения двух минералов хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд: нефелина и апатита. Это связано как с содержанием минералов в отходах (нефелина более 60%, апатита более 5%), так и с наличием в их составе экологически опасных стронция, алюминия и фтора. Очевидно, что биогенные факторы могут оказывать влияние на процессы трансформации минералов хвостов обогащения и перехода экологически опасных элементов в подвижные формы.

Нами проведены исследования взаимодействия частиц хвостов обогащения апатит-нефелиновых руд с почвенными водами в статических условиях.

Известно, что свойства почвенных вод лесных биогеоценозов Севера характеризуется ярко выраженной парцеллярной изменчивостью. В районе поселка Алакуртти, практически не испытывающем влияния промышленных предприятий, выбранном в качестве фонового, в июне 2011 г. проведен пробоотбор в подкроновых и межкроновых пространствах. Были отобраны воды четырех парцелл: зеленомошно-кустарничковой, сосновой, сосновой лишайниково-кустарничковой и кустарничково-зеленомошной. Для выделения почвенного раствора использовали гравитационные лизиметры конструкции Д. Дерома. Взаимодействие частиц хвостов с почвенными водами проводили в течение 1, 3 и 5 часов при непрерывном перемешивании, соотношение Т:Ж составляло 1:10, температуру растворов поддерживали равной 20 ^{o}С.

По окончании опытов растворы отфильтровывали и анализировали химически. Потеря массы вещества хвостов составила от 1.2 до 1.6%.

Минимальная потеря наблюдалась после взаимодействия с раствором сосновой, максимальная – с раствором кустарничково-зеленомошной парцеллы. Это может быть обусловлено исходно более высокой минерализацией подкроновых выпадений, снижающей их реакционную способность. После взаимодействия с хвостами обогащения апатито-нефелиновых руд для вод всех парцелл характерен рост величины pH, более чем на две единицы.

Соотношение изменения концентраций натрия и калия свидетельствует о том, что растворение нефелина происходит инконгруэнтно с преимущественным выщелачиванием калия. При этом с увеличением длительности взаимодействия с трех до пяти часов наблюдалось

значительное снижение концентраций щелочных металлов в растворах. Вероятно, происходит их осаждение в составе органоминеральных комплексов, о чем может свидетельствовать синхронное снижение концентрации общего углерода в водах.

Можно сделать предположение, что происходит формирование почвенного поглощающего комплекса (ППК) примитивных почв.

Многокомпонентность, химическая неоднородность ППК и стерические факторы обусловливают наличие на поверхности частиц широкого спектра разных по химическому составу и свойствам функциональных групп, способных участвовать в ионообменных процессах. Направление катионообменных реакций зависит от таких факторов, как отношение заряда к размеру иона и концентрация, при этом для катионообменных реакций концентрационные характеристики зачастую являются более важным фактором, нежели тип катиона [3].

Вероятно, в наших исследованиях это ярко проявляется в отношении Na и K. Для других элементов, входящих в состав нефелина, алюминия и кремния, наоборот, наиболее резкий рост концентраций в почвенных водах наблюдается при взаимодействии хвостов обогащения в течение пяти часов. В меньшей степени это характерно для алюминия, в большей – для кремния.

Для воды зеленомошно-кустарничковой парцеллы характерен незначительный рост концентрации кальция с увеличением времени взаимодействия.

Для вод остальных парцелл наблюдается снижение концентраций кальция при времени взаимодействия один-три часа, а затем некоторый рост после пяти часов. Возможно, в этих условиях кальций вытесняется из органно-минеральных комплексов щелочными элементами.

Для стронция характерен рост концентраций с увеличением времени взаимодействия, наиболее интенсивный в течение первого часа.

В структуре апатита на 100 атомов кальция приходится 6-7 атомов стронция. Концентрации кальция в исходных почвенных водах парцелл в 110-140 раз превышают концентрации стронция.

После взаимодействия с хвостами обогащения превышение концентрации кальция над стронцием для воды сосновой парцеллы составляет 24-29 раз, зеленомошно-кустарничковой 15-28 раз, кустарничково-зеленомошной 12-15 раз, сосновой лишайниково-кустарничковой 9-23 раза. Следовательно, переход в раствор стронция из апатита по сравнению с кальцием идет значительно более интенсивно. Концентрация хлора в водах изменяется незначительно.

Количество фтора в почвенных водах с увеличением времени взаимодействия возрастает для вод всех парцелл и составляет после пяти часов взаимодействия 0.5-1.5 мг/л.

Для фосфат-ионов зафиксирован наибольший разброс прироста концентраций: если в воде кустарничково-зеленомошной парцеллы он составил 4.3 раза, то в воде зеленомошно-кустарничковой – 164 раза.

Представляло несомненный интерес проследить также переход в растворимые формы тяжелых металлов как одних из наиболее экологически опасных элементов. Эти металлы не характерны для хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд, либо входят в состав слагающих отходы минералов в ничтожно малых количествах. Очевидно, их нахождение в составе хвостов обусловлено аэротехногенными переносами.

Хвостохранилище АНОФ №2 находится в зоне воздействия комбината «Североникель» ОАО «Кольская ГМК». Минералы хвостов обогащения аккумулируют тяжелые металлы, поступающие с атмосферными осадками, выступая в роли геохимического барьера [4].

Подобный механизм поступления тяжелых металлов в состав хвостов подтверждается корреляцией их концентраций с содержанием сульфат-ионов в почвенных водах.

Нами зафиксирован устойчивый значительный рост концентраций тяжелых металлов в водах всех парцелл после взаимодействия с хвостами обогащения апатито-нефелиновых руд. Так, для меди зафиксировано 44-кратное повышение концентрации в воде зеленомошно-кустарничковой парцеллы после 5 часов взаимодействия, для цинка 140-кратное в воде кустарничково-зеленомошной и 600-кратное в воде лишайниково-кустарничковой парцелл. Значительно, хотя и не так сильно, растут концентрации никеля, кобальта, свинца и кадмия.

Таким образом, результаты проведенных опытов в статических условиях свидетельствуют об экологической опасности хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд не только вследствие

загрязнения атмосферы пылью, но и вследствие попадания минеральных частиц в почву и их взаимодействия с почвенными водами и перехода экологически опасных элементов (алюминия, стронция, фтора, тяжелых металлов) в подвижные формы.

Для выявления особенностей взаимодействия нефелина и апатита с почвенными водами в дальнейшем целесообразно исследование на мономинеральных образцах.

Работа выполнена при поддержке РФФИ (проект №11-05-00428).

Список использованных источников

1. Бортникова С.Б. Геохимия тяжелых металлов в техногенных системах (вопросы формирования, развития и взаимодействия с компонентами экосферы). Автореф. докт. дисс. Новосибирск. 2001. 48 с.
2. Приймак Т.И., Зосин А.П., Федоренко Ю.В. и др. Экологические аспекты процессов геохимической трансформации хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд Хибинского месторождения. Апатиты: КНЦ РАН, 1998. 51 с.
3. Lydersen E., Henriksen A. Total organic carbon in stream water from four long-term monitored catchments in Norway // Environment International. 1994. V.20. N6. P.713-729.
4. Перельман А.И. Геохимия элементов в зоне гипергенеза. М.: Недра, 1972. 263 с.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СУРЬМЫ И ЗОЛОТА ИЗ СУРЬМЯНИСТОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СПЛАВА

С.М. Маслобоева[1], П.М. Соложенкин[2]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН (ИХТРЭМС КНЦ РАН), Россия, г. Апатиты, e-mail: sofia_masloboeva@mail.ru
[2]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва, e-mail: solozhenkin@mail.ru

Поиски и разработка ресурсосберегающей и экологически чистой технологии переработки золотосурьмяных руд, позволяющей извлекать сурьму, благородные металлы с высокими технико-экономическими показателями на основе достижений фундаментальных физико-химических наук, являются актуальной задачей [1].

Известен способ переработки золотосодержащих сурьмяных концентратов, основанный на выщелачивании сурьмы раствором сернистого натрия и последующим ее электроосаждением [2]. Получаемый черновой или катодный металл подвергается огневому рафинированию. Возгоны содержат триоксид сурьмы, а донная часть представляется сурьмянистым золотосодержащим сплавом, который направляется на специальные заводы для получения золота и сурьмы. В настоящее время переработка сплава осуществляется путем его электролитического рафинирования с использованием фторидных электролитов (в смеси электролитов, состоящей из серной кислоты, аммония фтористого и аммония сернокислого и трехфтористой сурьмы). Технология электролитического рафинирования сурьмы основана на преимущественном переносе ионов сурьмы с анода на катод под действием постоянного электрического тока, протекающего через электролит, с получением катодной сурьмы и шламов, содержащих благородные металлы [3]. Недостатком существующего способа переработки сурьмянистого золотосодержащего сплава является высокая стоимость плавиковой кислоты, неполное извлечение сурьмы и золота, высокий расход применяемых реагентов и их токсичность.

Данная работа посвящена исследованиям по разработке высокоэффективной гидрометаллургической схемы извлечения сурьмы и золота из сурьмянистого золотосодержащего сплава (СЗСС) с получением оксидов сурьмы и лигатурного золота.

Исследования проводили на образце сплава состава, мас.%: Sb-82.91, Pb-7.94, Ni-1.30, Cu-1.07, Co-0.44, Fe-0.14, Sn-1.40, Au-0.46, W-0.31, As-0.33. Содержание компонентов в СЗСС определяли методом фундаментальных параметров на спектрометре «Спектроскан Макс-GV».

Вскрытие концентрата проводили в смеси HCl и H_2O_2, при этом варьировали концентрацию и расход HCl, соотношение T:HCl:H_2O_2=1:1÷30:4÷40, продолжительность процесса от 20 до 60 мин. Определены оптимальные условия разложения СЗСС при комнатной температуре, обеспечивающие практически полный переход всех компонентов концентрата в раствор.

Изучен гидролиз полученного раствора, содержащего, г/л: Sb 25.7, Pb 1.7, Ni 1.33, Sn <0.01, Ag 0.021, Au 0.18. Установлено, что с увеличением температуры до 60°С извлечение Sb в оксихлорид снижается от 96.2 до 67.5%, при этом продолжительность гидролиза (от 15 до 75 мин) не оказывает влияния на извлечение сурьмы в осадок. Гидролиз предпочтительнее проводить при t=20÷40°С и степени разбавления (α)=3÷4, так как при более высоких разбавлениях степень извлечения сурьмы в осадок практически не изменяется. Кроме того, увеличение α приводит к возрастанию объемов растворов, что неэффективно для их последующей экстракционной переработки с целью выделения золота. В результате гидролиза получен осадок, который по данным химического анализа представляет собой оксихлорид трехвалентной сурьмы SbOCl. Рентгенофлюоресцентный анализ показал, что в осадке содержание сурьмы составляет 70.2%, золото не обнаружено. Выделенный оксихлорид сурьмы может быть направлен на синтез триоксида сурьмы Sb_2O_3. Извлечение сурьмы в осадок составило 98.2%.

В результате гидролиза концентрация золота в растворе после отделения оксихлорида сурьмы значительно понижается. В связи с этим был изучен процесс нейтрализации исходного раствора 6М раствором KOH.

Исследования проводили при температуре 20°С, перемешивание осуществляли в течение 1 ч. Образовавшуюся суспензию отфильтровывали, полученный осадок центрифугировали. Затем осадок промывали горячей водой для удаления адсорбированных ионов хлора, отфильтровывали, сушили при температуре 110°С и подвергали химическому и фазовому анализу.

По данным рентгенофазового анализа осадок представляет собой метасурьмяную кислоту $HSbO_3$. По результатам химического анализа содержание сурьмы в осадке соответствует 70.9%, что также подтверждает образование в выбранных условиях $HSbO_3$. Результаты рентгенофлюоресцентного анализа показали, что осадок содержит 71.2% Sb, золото не обнаружено. Извлечение сурьмы в осадок при нейтрализации солянокислых сурьмяносодержащих растворов 6М KOH составило 96%.

Установлено, что прокалка осадка метасурьмяной кислоты $HSbO_3$ при 400°С приводит к образованию оксида Sb_2O_5, о чем свидетельствуют результаты рентгенофазового анализа, приведенные на рисунке 1.

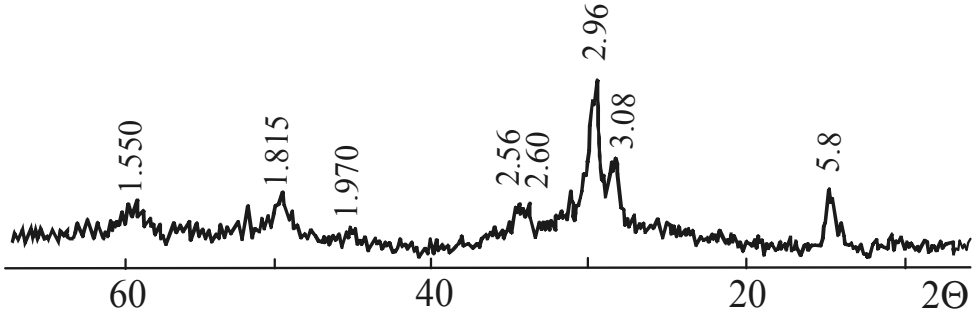


Рисунок 1. Рентгенограмма осадка, прокаленного при температуре 400°С

Оксид Sb(V) может использоваться для приготовления пигмента «неаполитанский желтый», которому приписывается формула $Pb_2Sb_2O_7(Sb_2O_5 \cdot 2PbO)$.

Показано, что при нагревании на воздухе Sb_2O_5 разлагается с образованием оксида сурьмы(III) и кислорода.

Проведены исследования по экстракции золота триизоамилфосфатом (ТИАФ) из раствора, имеющего состав, г/л: Sb 0.37, Pb 0.2, Ni 0.3, Au 0.064, Ag 0.0023. В делительной воронке смешивали ТИАФ и исходный раствор при соотношении органической и водной фаз О:В=1:1. После расслаивания экстракт и рафинат разделяли и анализировали. Рафинат имел состав, г/л: Sb 0.42, Pb 0.23, Ni 0.29, содержание в нем Au<0.1 и Ag 2.3 мг/л. Таким образом, за одну ступень была достигнута высокая степень извлечения золота в экстракт.

Изучены условия промывки экстракта от примесей Sb, Pb, Ni. Установлено, что промывка протекает достаточно эффективно при использовании в качестве промывного раствора 3М раствора HCl при соотношении О:В=6:1.

Из промытого экстракта золото осаждали раствором сульфита натрия при соотношении О:В=1:1. От полученного раствора восстановленное золото отделяли фильтрацией. Содержание примесей в оставшемся растворе (смесь Na_2SO_4 и Na_2SO_3), г/л: Sb 0.025, Pb 0.020, Ni<0.001.

На основании проведенных исследований разработана технологическая схема переработки СЗСС, представленная на рисунке 2.

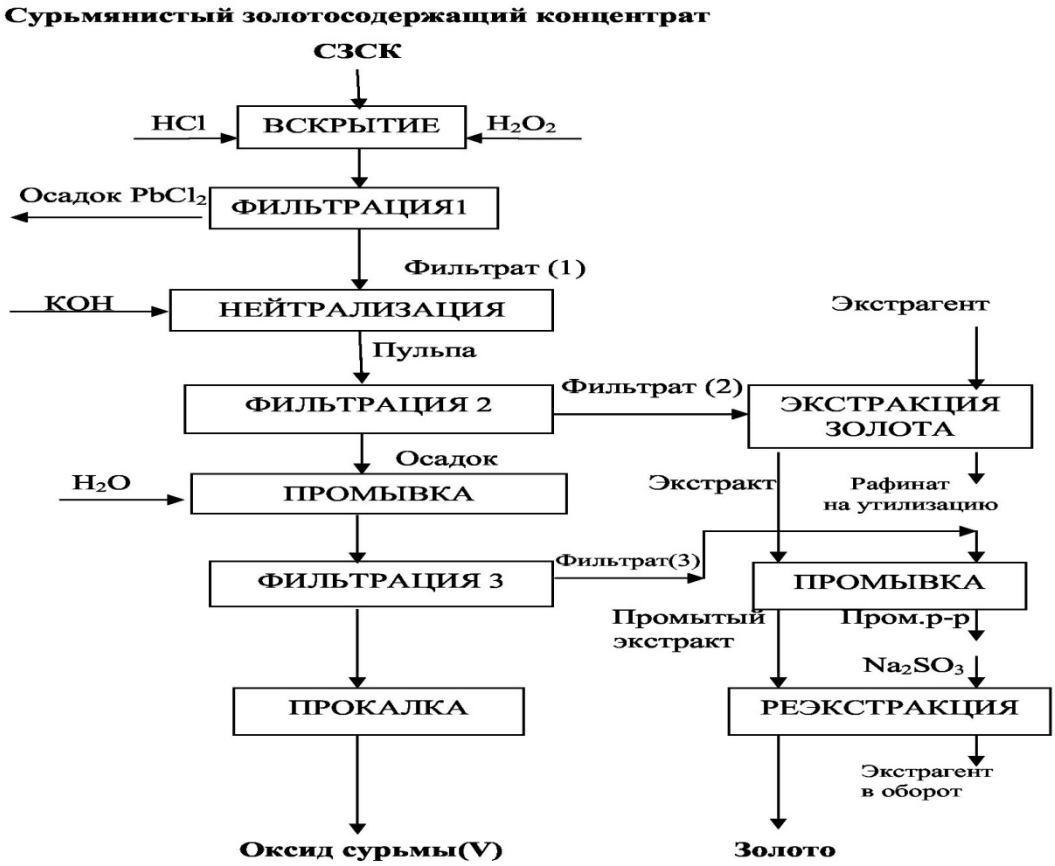


Рисунок 2. Технологическая схема переработки СЗСС

Реализация данной схемы позволит получить соединения сурьмы, которые могут использоваться как готовый продукт в качестве пигмента для приготовления красок и эмалей или перерабатываться на металлическую сурьму в условиях восстановительной плавки. Осажденное золото направляется на плавку с флюсами для получения лигатурного золота.

Список использованных источников

1. Соложенкин П.М. Проблемы экологии, новые тенденции рационального использования золото-сурьмяных руд и концентратов. Научные и технические аспекты охраны окружающей среды. Обзорная информация ВИНИТИ. 2006, №2. С.1-122.
2. Ишанходжаев, С. Химия сурьмы и свинца / С. Ишанходжаев.- Ташкент, 1984.- 35 с.
3. Tian-cong. Zh. The metallurgu of antimony / Zh. Tian-cong.- Central South University of Technology Press, Changsha the Peoples Republic of China, 1988.- P.731

ТЕРМОХИМИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРЯМОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ КАК ИННОВАЦИОННЫЙ ФАКТОР ЭФФЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ И УСТРАНЕНИЯ ЛИМИТИРУЕМЫХ КОМПОНЕНТОВ

Г.Б. Мелентьев

ГУ ОИВТ РАН, Россия, г. Москва

Изыскания инновационных способов переработки минерального сырья, как природного, так и техногенного, в настоящее время приобретают особую актуальность в связи с назревшей необходимостью технического обновления в России базового сырьевого сектора экономики, который во всем мире и, особенно? в нашей стране представляет собой главный источник обеспечения материальных потребностей населения. В нашей стране сложилась парадоксальная ситуация.

С одной стороны, произошло естественное истощение запасов многих эксплуатируемых месторождений и значительное сокращение возможностей обнаружения новых, промышленно значимых, на дневной поверхности.

С другой стороны, сформировался обширный резерв разведанных в СССР крупных рудных месторождений, остающихся десятилетиями (более 50 лет) невостребованными государством и бизнесом, в том числе – в связи со сложившейся технологической отсталостью в традиционных способах добычи, обогащения и переделов минерального сырья, не обеспечивающих необходимую экономическую эффективность и экологичность производств.

За рубежом, в отличие от России, наряду с интегрированием производств ГПК, ХМК и ТЭК на базе использования местных ресурсов, происходит их минимизация: создаются серийные обогатительно-передельные установки и мини-заводы в модульном и мобильном исполнении (уран, золото, медь и др.), разрабатываются и внедряются *прямые способы глубокой переработки сырья*, включая такое объемное как железорудное, широко практикуется комплексное извлечение полезных компонентов как ручной рудоразборкой, так и высокотехнологичными способами с применением комбинированных и каскадных технологических схем, наконец, осуществляется экологизация рассматриваемых производств, в результате которой повышается их конкурентоспособность, а «отходы» в законодательном порядке оцениваются и используются как возобновляемое техногенное сырье.

С этих позиций наиболее перспективными для использования в переработке рудного и нерудного, а также органоминерального сырья, представляются *термохимические инновации* с извлечением особо ценных – редких, благородных и ряда цветных металлов, среди которых многие являются токсичными и даже – суперэкотоксикантами (Be, Cd, Tl и др.). Необходимость устранения последних как сопутствующих микрокомпонентов из традиционных процессов переработки сырья, обусловленная требованиями техноэкологической безопасности производств, представляет собой сложную, нередко практически не решаемую задачу.

Выполненный нами ранее сравнительный анализ специфики гидрохимических и термохимических методов глубокой переработки различного минерального сырья, включая

редкометальные руды, концентраты и отходы обогащения, свидетельствуют о целом ряде преимуществ термохимии – компактное оборудование, короткие схемы, отсутствие жидких сбросов, требующих нейтрализации, и т.д.

В докладе рассматриваются и оцениваются с инновационных позиций 3 перспективных направления в использовании термохимических методов применительно к задачам прямой переработки различных видов природного и техногенного сырья, содержащего особо ценные, прежде всего, редкие металлы и токсичные элементы-примеси.

Ликвационная плавка как инновационный способ в технологии переработки природного и техногенного сырья

С фундаментальных и прикладных позиций обосновываются перспективы использования несмесимости (immiscibility) расплавов в качестве инновационного термохимического способа обогащения природного и техногенного сырья с извлечением редких металлов и других особо ценных компонентов в плавленые концентраты.

Примерами результативности авторских исследований являются данные, полученные для редкометально-фосфатных руд коры выветривания карбонатитов, отходов обогащения вольфрамитовых руд и минеральных концентратов редких щелочных металлов. Приведенные и другие примеры свидетельствуют о высокой эффективности использования ликвации продуктивных расплавов в качестве прямого одностадиального способа избирательного извлечения и разделения полезных и лимитируемых компонентов из различного природного и техногенного сырья; права на изобретения и полезные модели оформлены авторскими свидетельствами СССР и патентами РФ.

Перспективы использования плазмохимических методов

Плазмохимические методы в переработке техногенного сырья получили развитие в конце 50-х - начале 60-х годов в связи с разработками в СССР, США, Японии, Германии плазменных генераторов — дуговых и индукционных плазмотронов. В ИМЕТ РАН создана лабораторная установка, которая может служить прообразом промышленного плазменно-дугового металлургического блока, связанного материальными потоками с собственно энергетическим и блоком газификации угля. Установка обеспечивает получение синтез-газа (H_2 + CO), который направляется в металлургический блок в качестве восстановителя и в энергетический – для выработки электрической и тепловой энергии. Согласно расчетам авторов проекта, количество синтез-газа (50% H_2 и 50% CO), подаваемого в металлургический блок, должно составить 1,2 т для выплавки 1 т стали, а угля в газификатор – около 2 т на тонну стали. По всем схемам ее себестоимость (100-250 долл/т) будет значительно ниже достигнутых мировых уровней.

Специфика модификаций плазмотронов и плазменно-дуговых печей позволяет прогнозировать в перспективе возможности избирательного получения из железорудного сырья как профилирующих чугуна и стали, так и сопутствующих особо ценных компонентов с устранением из технологического процесса и конечной продукции лимитируемых элементов-примесей. При этом лимитируемые компоненты (S, P, C и др.) полностью устраняются из целевой металлопродукции, а различия в температурах плавления, упругости пара, поверхностного натяжения, плотности и других параметров полезных компонентов исходного сырья обеспечивают принципиальную возможность их разделения и селективной концентрации, включая подключение к печам установок вакуумной дистилляции. Они позволяют осуществлять процесс оптимальной ионизации компонентов шихты в заданных интервалах температур, скорости подачи исходной шихты и ионизированной газовой струи в магнитных полях с добавками компонентов-катализаторов, что позволяет получать в плазменных реакторах различной емкости (до 10-30 т для высококачественной стали) не только рафинированные металлы, но и легированные редкими элементами стали, ферросплавы и другие материалы специального назначения, например карбиды Zr, Hf, Ta и др.

Новое направление в использовании плазмохимии применительно к твердому *топливно-энергетическому сырью* развивается в Институте теплофизики (ИТФ) им. С.С. Кутатетладзе СО РАН. В целях снижения расхода мазута в процессах растопки пылеугольных смесей и стабилизации

горения факелf разработана технология плазменно-угольной термохимической подготовки (ТХП). В этих целях в России на Улан-Баторской ТЭЦ-4 и Гусиноозерской ГРЭС как правило используется одноступенчатая камера ТХП, в которой вся угольная аэросмесь проходит через зону взаимодействия с плазмой. Большое внимание ТХП угля уделяется в Китае в связи с дефицитностью собственной нефти, где используются четырехступенчатые горелки.

Плазмохимическая переработка *горючих сланцев* (ГС) отличается высокой производительностью, малоотходностью и селективностью. На кафедре технологии редких элементов и наноматериалов РХТУ им. Д.И. Менделеева проведены экспериментальные исследования по извлечению рения из горючих сланцев с использованием низкотемпературной плазмы в окислительной среде при Т=2800ºС.

Пилотная установка включает плазмотрон, циклон для улавливания пыли и адсорбер с насадкой. В твердом продукте адсорбера установлена концентрация рения из газовой фазы до 94,2% от исходного содержания со следующим распределением в продуктах (г/т): пыль из циклона – 8,89, нижний слой – 3,16, верхний слой – 0,5 (19).

Пиролизные технологии переработки органоминерального и органохимического сырья

Проблема эффективной и экологически безопасной переработки природного и техногенного органоминерального и органохимического сырья, представленного низкосортными углями, торфом, отходами переработки нефти и древесины, обусловила разработки различных вариантов пиролизных технологий. В ОИВТ РАН в последнее десятилетие разработана и рекомендуется для внедрения технология высокоскоростного электропиролиза угля и несортированных твердых бытовых и промышленных отходов (ТПБО). Эта технология обеспечивает переработку несортированных ТПБО в процессе высокоскоростного пиролиза нискосортных углей с добавками (до 30%) других органоминеральных и органохимических веществ (известняка, торфа и др.). Пиролиз осуществляется в высокотемпературных шахтных печах ВШП при Т = 1400-1700 °С и более, разрушающих высокотоксичные диоксины и другие органотоксиканты. Производительность типового модуля порядка 10 т/час исходного сырья при длительности пиролиза 5-7 мин., в результате которого образуется горючий синтез-газ (H_2 + CO), обогащенный водородом до 60-65% и зольный остаток (кокс). С газом из сырья удаляется до 40-50% серы, а в зольном коксе концентрируются железо, алюминий, другие цветные и рассеянные редкие металлы, включая часть элементов-токсикантов.

Повышенные концентрации цветных, благородных и редких металлов в альтернативных видах энергохимического сырья – горючих сланцах и тяжелых высоковязких нефтях (ТВН), нередко превышающие их содержания в традиционном рудном сырье, могут извлекаться в процессе пиролиза и фракционирования исходного сырья. Согласно исследованиям специалистов РХТУ им. Д.И. Менделеева, с применением этих технологий возможно извлечение в остаточные продукты (кокс, полукокс, бертинаты и др.) не только широко распространенных и извлекаемых из ТВН в Канаде и США ванадия и никеля, но и наиболее ценного рассеянного рения. Для извлечения редких металлов из ТВН рекомендована наиболее эффективная технологическая схема, которая включает деасфальтизацию исходного сырья с получением асфальто-смолистого концентрата (АСК), его термообработку в присутствии окислителя при Т = 600–700 ºС и выщелачивание, сорбционное извлечение из раствора. Для рения достигнуто извлечение 70%.

Применительно к *редкометальным* концентратам следует выделить несколько *нетрадиционных* направлений их использования и, соответственно, физико-химических способов их переработки, требующих проведения специальных технолого-минералогических исследований: в качестве плава без химического разложения – например, сфена в покрытиях для электродов, бадделеита – в производстве циркониевой спецкерамики, стабилизированной иттрием, эвдиалита – в производствах легкоплавких (льющихся) глазурей и керамики; с частичным вскрытием в составе спекаемых масс: различных видов алюминиевого сырья в производствах глинозема и керамики, минералов лития (сподумена, петалита и др.) - в производствах специальных видов керамики, стекол и ситаллов и т.д.; с полным химическим

разложением: те же минералы лития в качестве добавок-флюсов в шихту при производствах глинозема и выплавке алюминия; с полным химическим разложением и обменными реакциями компонентов шихты: в пирометаллургических процессах при шлаковании, агломерации и других окислительно-восстановительных процессах интенсификации переделов минеральных концентратов, в том числе – в целях получения искусственно обогащенных новообразований и т.д.

По мнению автора, путь от термохимической техноэкологии к подземно-дистанционной геотехнологии, включающей в перспективе принципиальную возможность извлечения полезных компонентов непосредственно из продуктивных магм, представляется «прорывом» в XXI век с экономических, экологических и социальных позиций.

В презентационной части доклада приводятся иллюстрации редкометальных продуктов ликвационной плавки полиминеральной шихты, представленной коровыми рудами карбонатитов, отходами обогащения вольфрамитовых руд и редкометальнощелочными концентратами, а также принципиальными схемами установок, рекомендуемых для реализации термохимических процессов обогащения сырья, и библиография.

ОЦЕНКА РАДИАЦИОННЫХ ФАКТОРОВ ГОРНОРУДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Н.А. Мельник

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В.Тананаева Кольского научного центра РАН (ИХТРЭМС КНЦ РАН), Россия, г. Апатиты, e-mail: melnik@chemy.kolasc.net.ru

Комплексные исследования, проводимые в аккредитованной региональной лаборатории радиационного контроля ИХТРЭМС КНЦ РАН в течение многих лет, в области радиоэкологии, радиохимии и рационального природопользования направлены на изучение закономерности распределения радиоактивных веществ в минеральном сырье, технологических циклах, создание радиационно-безопасных технологий, изучение радиоэкологического состояния экосистем и создание на этой основе концепции радиационно-безопасного использования природных ресурсов Кольского Севера.

Радиогеоэкологические исследования минералов, руд и горных пород Кольского полуострова показали, что на территории Мурманской области выделяются радиационные аномалии, приуроченные к массивам гранитов, нефелиновых сиенитов, месторождениям редкометалльного сырья.

Редкометалльное сырье характеризуется высокой степенью радиоактивности, связанной с повышенным содержанием природных радионуклидов вследствие их геохимического сходства с редкими металлами.

Радиоактивность большинства видов минерального сырья функционально зависит от содержания и неравномерности распределения акцессорных минералов. В связи с этим, одной из важнейших проблем эксплуатации месторождений любых видов сырья и горнодобывающих производств является радиоэкологическая.

Данная работа посвящена радиологическому исследованию Ловозерского месторождения лопаритовых руд, расположенного в центральной части Кольского полуострова. Это месторождение приурочено к массиву щелочных нефелиновых сиенитов и является одним из богатейших по содержанию редкометалльных минералов (более 250). Рудное тело сложено лопарит-эвдиалитовыми ийолитами, в состав которого входят малиньит, уртит, фойяит. Исследования радиационных факторов проводили на производственных площадях действующего рудника, на котором добывается подземным способом лопаритовая руда.

Лопаритовая руда содержит такие ценные металлы как титан, тантал и ниобий, редкоземельные элементы.

В качестве попутных элементов в руде содержатся природные радионуклиды рядов урана-238 и тория-232, которые могут представлять радиационную опасность для шахтеров и других работников. В свою очередь, эти примеси являются источником радиоактивного газа радона и дочерних продуктов его распада, излучающих альфа-частицы, которые относятся к плотно ионизирующей радиации с самым высоким весовым множителем излучения.

Радиологические исследования выполнялись в соответствии с действующими нормативными требованиями на основании Аттестата аккредитации региональной лаборатории радиационного контроля, выданного Федеральным агентством РФ по техническому регулированию и метрологии. Исследования проводили на сертифицированной и поверенной радиометрической и спектрометрической аппаратуре (радиометр-спектрометр МКС-А-03-1Н, радиометр ДКГ-07Д, аэрозольные альфа-радиометры типа РАА, радиологический комплекс «Прогресс-АБРГ»).

На различных участках шахты и на производственных площадках были определены гамма-фон, мощность экспозиционной дозы гамма-излучения (МЭД), поток нейтронов, объемная активность радона (ОА Rn), эквивалентная равновесная объемная активность радона и торона ($ЭРОА_{Rn}$, $ЭРОА_{Tn}$) в производственных условиях. Значения МЭД гамма-излучения, измеренные на всем протяжении шахты и на разных уровнях добычи руды, находились в пределах 0.5-1.5 мкЗв/ч (фон на территории рудника – 0.2 мкЗв/ч). МЭД нейтронного излучения на всех участках не превышала 0.50 мкЗв/ч.

На поверхности выхода рудного тела значения МЭД достигали 2.3 мкЗв/ч и обусловлены повышенным содержанием природных радионуклидов рядов Th-232 и U-238, K-40, содержащихся в рудном теле. Наибольшие значения МЭД были характерны для участков, представленных преимущественно малиньитом.

Доза от внешнего облучения шахтеров может составлять 3.42 мЗв/год при 6-часовом рабочем дне. Эта доза не превышает нормативного значения для производственных условий от природного облучения (5 мЗв/год), но превышает норматив для населения в 3.4 раза. В условиях забоя значительную роль играет пыле-радиационный фактор.

В стационарных условиях на радиологическом комплексе «Прогресс-АБРГ» были исследованы радиационно-гигиенические характеристики проб, отобранных на разных участках шахты и приуроченных к определенному виду пород.

РАЗРАБОТКА СХЕМЫ И РЕГЛАМЕНТА СОВМЕСТНОЙ ОЧИСТКИ И КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ФИЛЬТРАТОВ ХВОСТОХРАНИЛИЩА И СТОКОВ ОЧИСТНЫХ СООРУЖЕНИЙ

И.В. Пестряк [1], В.В. Поливанская [1], О. Эрдэнэтуяа[2]

[1]Федеральное бюджетное государственное образовательное учреждение «Московский государственный горный университет», Россия, г. Москва, e-mail: dchmggu@mail.ru
[2]Совместное Монголо-Российское предприятие «Предприятие Эрдэнэт», Монголия, г. Эрдэнэт, e-mail: erdenetuya@erdenetmc.mn

Эффективным путем снижения негативного воздействия стоков хвостохранилищ на поверхностные и подземные воды является применение способов химического связывания ионов тяжелых металлов и жирных кислот в нерастворимые соединения, которые не только позволяет радикально снизить концентрации вредных веществ, но и извлекать содержащиеся в сточных водах ценные компоненты.

Для установления условий извлечения ионов меди и других компонентов сточных вод был проведен термодинамический анализ химических процессов взаимодействия ионов меди с компонентами жидкой фазы сточных и оборотных вод, представленный в виде диаграмм термодинамически стабильных соединений в координатах Lg $[Cu^{2+}]$ – pH, Lg $[H_nCO_3^{m-}]$ – pH, (рисунок 1).

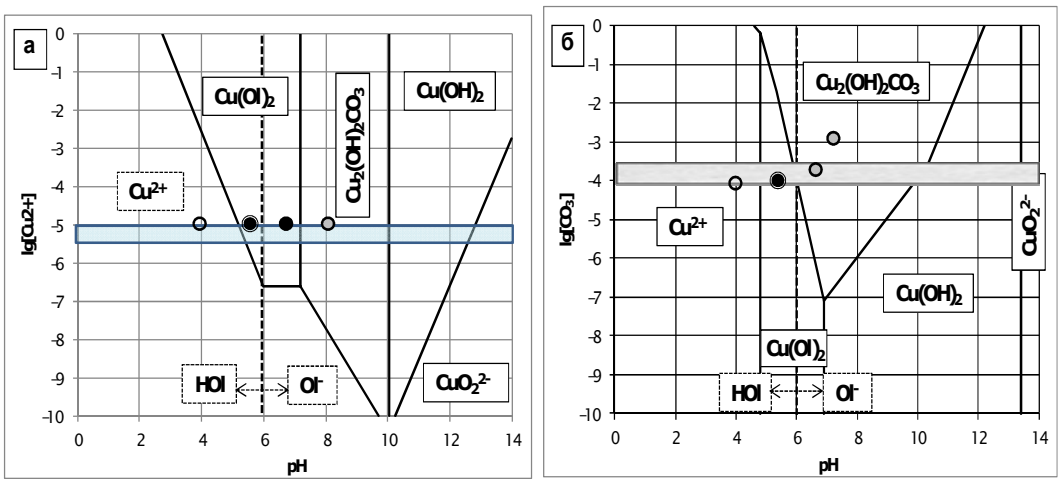


Рисунок 1. Диаграммы термодинамической стабильности соединений меди в сточных водах в присутствии жирных кислот растворенных форм угольной кислоты с результатами спектральной проверки состава образующихся соединений: ○ – олеиновая кислота; ◉ - олеат меди и олеиновая кислота; ●- олеат меди; ◎ - гидроксидокарбонат меди; ▨ - технологически допустимые концентрации ионов меди и угольной кислоты

Анализ результатов расчетов и проверки состава осадков показывает, что при наличии в стоках ионов и соединений олеиновой кислоты суммарной концентрацией более чем 10^{-6} моль/л (0,3 мг/л) происходит их взаимодействие с ионами меди, сопровождающееся образованием нормального олеата меди. Реакция протекает в кислой и слабокислой среде (до нейтральной). При снижении концентрации ионов меди и олеиновой кислоты образования олеата меди не происходит. При увеличении pH до слабощелочной олеат меди переходит в гидроксокарбонат меди.

Анализ диаграммы показывает, что при одновременном воздействии ионов и соединений олеиновой кислоты и карбонат-ионов различной концентрации форма осаждения меди меняется. При малых концентрациях карбонат-ионов происходит преимущественное образование олеата меди. Реакция устойчиво протекает в слабокислой и нейтральной среде. При повышении щелочности среды олеат меди переходит в гидроксидокарбонат меди. Смещение pH в кислую область является нежелательным процессом, поскольку приводит к растворению олеатов меди с переходом в раствор катионов меди и молекул олеиновой кислоты, отрицательно влияющим на показатели флотационного обогащения.

Анализ диаграмм (рисунок 2), показывает, что условием поддержания концентраций ионов меди в фильтратах на технологически приемлемом уровне (10^{-6} моль/л или 0,06 мг/л) является поддержание pH фильтрата в интервале от 5,0 до 7,1. Эти же условия поддерживают концентрации ионов меди на экологически безопасном уровне.

Анализ характера зависимостей показывает, что с повышением pH концентрация ионов меди закономерно снижается, в то время как зависимость концентрации олеат-ионов от pH носит более сложный характер и имеет минимум в области pH от 6,5 до 6,8, что соответствует результатам термодинамического моделирования условий связывания олеат-ионов в олеат меди в указанном диапазоне значений pH.

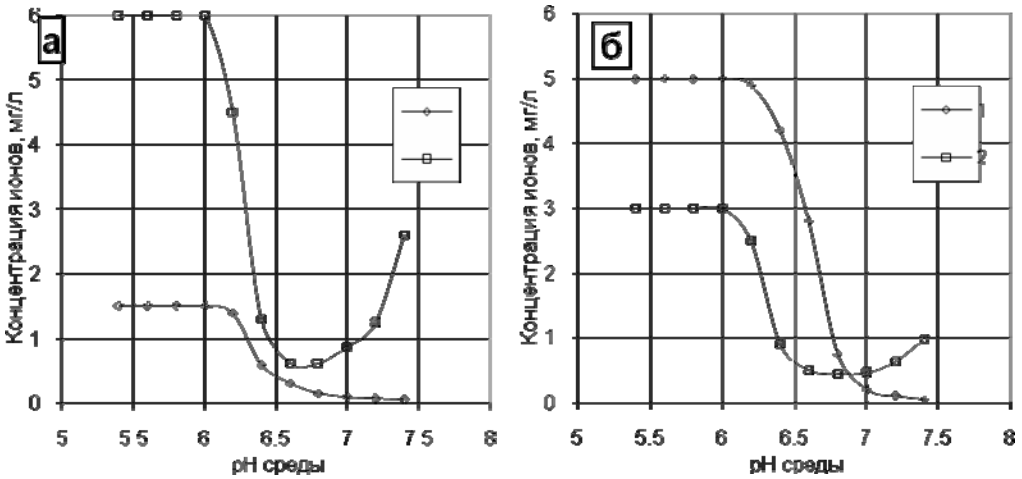


Рисунок 2. Зависимости изменения концентраций ионов меди (1) и олеиновой кислоты (2) при варьировании pH сточных вод с преобладанием жирных кислот (а) и ионов меди (б)

Эффективным оказалось смешивание фильтрационных вод хвостохранилища со стоками городских очистных сооружений и стоками золоотвала ТЭЦ. В результате смешивания таких стоков в пропорции 1:0,8:0,2, достигается снижение концентрации ионов меди технологически обоснованных концентраций. Для ГОКа «Эрдэнэт» рекомендована схема и технология совместного кондиционирования фильтрационных вод со стоками золоотвала ТЭЦ и городских очистных сооружений (рисунок 3).

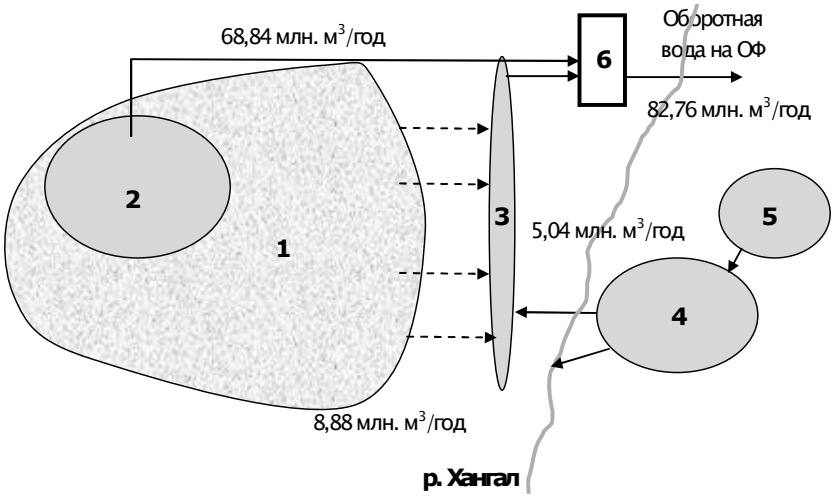


Рисунок 3. Принципиальная схема водооборота для обогатительной фабрики ГОКа «Эрдэнэт»: 1 - хвостохранилище; 2 – пруд; 3 – фильтрационный канал; 4 – городские очистные сооружения; 5 – золоотвал ТЭЦ; 6 – насосная станция; 7 – илосборник

Достигаемые результаты не только обеспечивают достижения ПДК ионов меди и железа, однако, существенно снижая количество окисленной меди, делают возможным использование объединенных стоков в качестве оборотных вод для процесса флотации. Как видно из таблицы 1, ведение процесса на оборотной воде, позволяет получить лучшие результаты, чем при ведении процесса отдельно на фильтратах хвостохранилища или стоках городских очистных сооружений.

Таблица 1. Результаты замкнутых флотационных опытов на оборотной воде

Условия опыта	Извлечение в концентрат, %		Содержание в концентрате, %	
	Cu	Mo	Cu	Mo
Фильтрат хвостохранилища	84,4	35,3	21,5	49,5
Стоки золоотвала ТЭЦ	84,9	36,0	21,8	49,8
Стоки городских очистных сооружений	85,2	36,3	21,8	49,9
Смесь фильтрата хвостохранилища и стоков золоотвала ТЭЦ	84,8	35,7	21,1	49,0
Смесь фильтрата хвостохранилища и стоков город. очист. сооруж. (1:0,8)	84,2	35,0	21,6	49,5
Смесь фильтрата хвостохранилища, стоков город. очист. сооруж. и стоков золоотвала ТЭЦ (1:0,8:0,2)	85,0	36,0	21,6	49,5

При использовании предложенной схемы общий дебит технической оборотной воды возрастает на 7,16 млн $м^3$ в год, что составляет 9,5% от текущего дебита. Такой прирост обеспечит увеличение производительности фабрики на 15-17%, что соответствует планам интенсификации производства на СП ГОК «Эрдэнэт». Одновременно показана возможность повышения извлечения меди и молибдена в товарный концентрат и повышения качества концентратов.

ИЗУЧЕНИЕ УДАЛЕНИЯ ВОДОРАСТВОРИМЫХ ФОРМ ЦИНКА ИЗ ОТХОДОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ОКИСЛЕННЫХ РУД ПОД ДЕЙСТВИЕМ ПРИРОДНЫХ ФАКТОРОВ

С.В. Петров, В.Ф. Петров

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»), Россия, г. Иркустк, e-mail: svpetrov@mail.ru

В настоящее время технология кучного выщелачивания золотосодержащих руд получила широкое распространение в РФ. Основным преимуществом этого способа является возможность рентабельной переработки малых месторождений и бедных руд. После завершения выщелачивания благородных металлов образуется значительное количество отходов, содержащих комплекс токсичных соединений, в частности, водорастворимые цианиды цинка.

Традиционный метод обезвреживания отходов кучного выщелачивания предусматривает использование дорогостоящего гипохлорита кальция. При хлорировании происходит удаление цинка из жидкой фазы в виде гидроксидов. Попутно растворы загрязняются продуктами распада реагента, что негативно влияет на качество обезвреженных отходов. Таким образом, уменьшение количества использования реагентов или полный отказ от их применения является весьма перспективной и актуальной задачей.

Проведенный авторами цикл исследований позволил выявить наличие деградации цианидов в среде отработанного рудного штабеля под действием только природных факторов. Существование этого явления создает предпосылки для осуществления безреагентного удаления водорастворимых форм цинка, способных к миграции.

Для установления закономерностей удаления цинка из отработанного рудного штабеля разработана специальная методика проведения исследований. На основе дифференциации условий, существующих в твердых отходах КВ, в теле рудного штабеля было выделено три основные зоны. Первые две из них характеризуются наличием кислорода и отличаются температурными режимами, третья находится в анаэробных условиях при практически постоянной температуре. Эксперименты проводили в условиях, моделирующих каждую из этих

зон, на рудах месторождения «Майское».

При проведении экспериментов в аэробных условиях было выявлено, что концентрация цинка достаточно быстро уменьшается практически до нулевых значений. В дальнейшем, по мере деструкции цианидов, происходит частичный переход этого металла в водорастворимую форму (до 0,08-0,2 мг/л).

В анаэробной среде вывод цинка в малорастворимую форму протекает с меньшей скоростью. Выявлена область, где его концентрация минимальна и находится на пределе обнаружения. Отмечено наличие вторичной вымываемости этого металла из отходов, содержащих незначительное количество цианидов. Концентрация этого металла может достигать 10 мг/л.

Предположительно, удаление растворимых форм цинка осуществляется по механизму с переходом цианидных комплексов этого металла в менее координационно насыщенное состояние и образованием малорастворимых соединений: простых цианидов, гидроксидов и карбонатов. Вторичное растворение этого металла может быть связано с образованием комплексных соединений типа цинкатов.

Полученные экспериментальные кривые приближенно описываются формальными кинетическими уравнениями первого порядка. Определены значения коэффициента скорости процесса удаления цинка из среды отработанного рудного штабеля под действием природных факторов в различных условиях.

Результаты исследований используются для обоснования возможности безреагентного обезвреживания цианидсодержащих отходов кучного выщелачивания золота под действием природных факторов и разработки мероприятий по рекультивации этого класса отходов.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО ТОНКОДИСПЕРСНОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

К.В. Прохоров, Т.Н. Александрова

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН (ИГД ДВО РАН), Россия, г. Хабаровск, Россия, г. Хабаровск, e-mail: IGD@rambler.ru

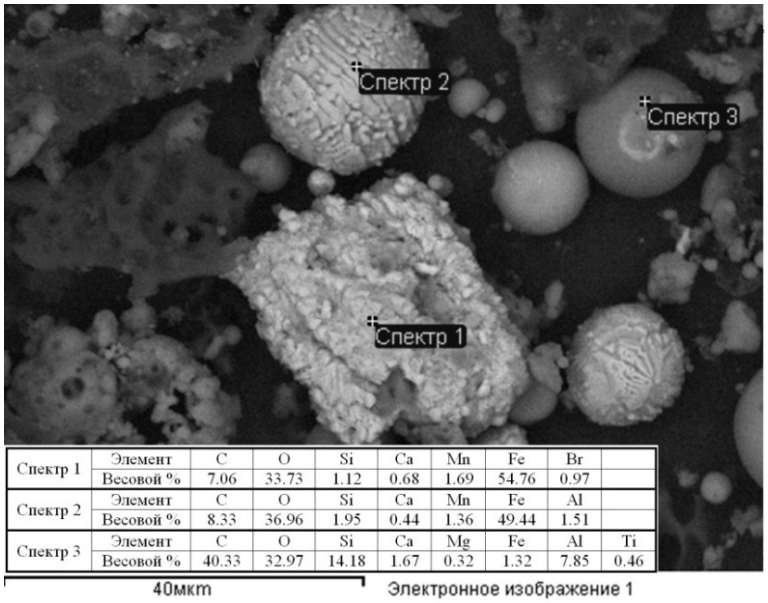
В последнее время объектом магнитного обогащения становятся все более труднообогатимые тонковкрапленные руды, требующие для полного раскрытия высокой степени измельчения (до – 50 мкм и даже до – 30 мкм). Все большее внимание привлекают магнитные свойства малых частиц ферромагнетиков [1].

Объектом данного исследования явились донные техногенные отложения ТЭЦ Хабаровского края. Гранулометрический и седиментационный анализ донных отложений показал, что материал пробы в основном представлен тонким классом – шламами, суммарное содержание класса -0,071+0,0 мм составляет 99,41%.

Экспериментальные и аналитические исследования были выполнены в Институте горного дела ДВО РАН, Институте тектоники и геофизики ДВО РАН и ФГУП Дальгеофизика с использованием комплекса методов: рентгено-флуоресценции (S4 PIONEER, Innov X Mobilab X-50), атомной адсорбции (Shimadzu AAC-6200), энергодисперсионной спектрометрии («INCA-ENERGY»), спектрофотометрии, электронно-микроскопических исследований (Carl Zeiss) и др.

Рудная минерализация исследуемых проб в основном представлена железосодержащими компонентами (рисунок 1), целевым компонентом переработки отходов в донном исследовании является магнитная фракция. Содержание железа в исходной пробе составляет 1,7%. Материал был разделен по классам крупности и изучен на элементный состав рентгено-флуоресцентным анализом. Выявлено, что наибольшее количество железосодержащих компонентов сосредоточено в классе крупности -0,2 + 0,071 мм и -20 + 10 мкм.

На основе анализа литературных данных установлено, что магнитная восприимчивость материала падает при уменьшении размера частиц материала.

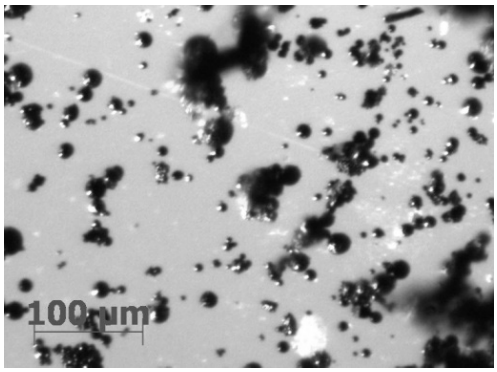


Спектр 1	Элемент	C	O	Si	Ca	Mn	Fe	Br	
	Весовой %	7.06	33.73	1.12	0.68	1.69	54.76	0.97	
Спектр 2	Элемент	C	O	Si	Ca	Mn	Fe	Al	
	Весовой %	8.33	36.96	1.95	0.44	1.36	49.44	1.51	
Спектр 3	Элемент	C	O	Si	Ca	Mg	Fe	Al	Ti
	Весовой %	40.33	32.97	14.18	1.67	0.32	1.32	7.85	0.46

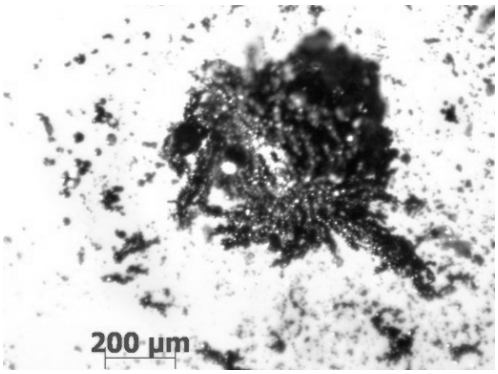
Рисунок 1. Частицы техногенного материала различного состава

По данным [2] при измельчении до 40 мкм магнетит теряет 15-20% своих магнитных свойств. Основной целью исследования явилась разработка способа повышения эффективности разделения тонкодисперсного материала на основе гетерофлокуляции в магнитном поле. В качестве центров гетерофлокуляции использовался магнетит класса крупности – 0,4 + 0,2 мм. В качестве флокулянта – высокомолекулярный полиэлектролит (ПЭ).

Экспериментальные исследования по разделению железосодержащих компонентов проводились на сепараторе барабанного типа ЭБМ-32/20. Исследование включало четыре серии экспериментов. Первая сравнительная серия сепарации проводилась без добавления реагентов и магнитных частиц. Вторая серия проводилась в аналогичных условиях с добавлением в исходную пульпу частиц магнетита в качестве центров магнитной гетерофлокуляции. В третьей серии использовался коагулянт - высокомолекулярный ПЭ. В четвертой серии исследовалось совместное действие ПЭ и магнитных частиц в процессе разделения.



а



б

Рисунок 2. Магнитная фракция техногенных отходов первой серии (а), гетерофлокуляция между магнетитовыми частицами класса -0,4 + 0,2 мм и тонкодисперсными шламами (б)

Минералогический анализ полученных концентратов показал, что магнитная фракция 1 серии (рисунок 2а) представлена тончайшими шариками магнетита 0,05 мм – 95%, реже полуразрушенного пирротина и гётита. Остальная фракция состоит из разрушенных тепловым эффектом обломков: кварцитов, карбонатов, глинистых частиц и чешуйчатых железистых охр. Магнитная фракция серии 3 по содержанию магнетита более богатая – 98%, силикатная часть уменьшилась, легко рассыпаются чешуйчатые железистые охры, не наблюдается карбонатов и карбонатизации пород, а также не отмечается серицит. Не наблюдается карбонатов и карбонатизация пород, а так же не отмечается серицит. Не изменились оплавленные стекловидные матовые шарики кварца.

В ходе исследования выявлено, что при использовании совместного процесса гетерокоагуляции (4 серия) улучшается качество магнитной фракции, выход фракции при одностадийном разделении увеличивается в 8 раз.

При совместном использовании ПЭ и магнетитовых частиц интенсифицируется механизм гетерофлокуляции между магнетитовыми частицами класса -0,4 + 0,2 мм и тонкодисперсными шламами. За счет связывания тонкодисперсных шламов молекулами ПЭ, а также образования «мягких» флокул вокруг магнитных центров (рисунок 2б) увеличивается скорость коагуляции. За счет возрастания напряженности на дополнительных частицах магнетита происходит повышение степени магнитной восприимчивости магнитных частиц исходного материала.

Разработанные методы обогащения значительно увеличивают выход концентрата при одностадийном процессе. Реализация данного способа обеспечит экономическую эффективность процесса переработки техногенного тонкодисперсного сырья с использованием магнитного обогащения за счет снижения перечистных операций и снизит нагрузку на окружающую природную среду за счет вовлечения отходов в хозяйственный оборот.

Список использованных источников

1. Гончаров С.А., Чернегов Н.Ю. Нанотехнологии и нанокристал-лические материалы в горной промышленности: Учебное пособие. – 2-е изд., стер.–М.: Изд-во МГГУ «Горная книга», 2009. –100 с.
2. Кармазин В.В., Кармазин В.И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных. Том I, Москва, Издательство МГГУ. 2005, 672 с.

ФТОРИДНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ КВАРЦЕВЫХ ПЕСКОВ С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ВЫСОКОЧИСТОГО КРЕМНИЯ

В.С. Римкевич, А.А. Пушкин, Т.Ю. Еранская, П.А. Пецык

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии и природопользования Дальневосточного отделения РАН (ИГиП ДВО РАН), Россия, г. Благовещенск, e-mail: vrimk@yandex.ru

В настоящее время поликристаллический кремний высокой химической чистоты получают в основном путем очистки технического кремния. Для получения солнечных батарей необходимо, чтобы концентрация электрически активных примесей в поликристаллическом кремнии солнечного качества не превышала 0,001 мас.%; для изготовления электронных изделий требуется «электронный» кремний с содержанием SiO_2 свыше 99,999 мас.% (J. Campillo, S. Foster, 2008, И.Ф. Червоный и др., 2011 и др.). При производстве технического кремния используется кремнеземсодержащее сырье: кварц, кварциты и кварцевые пески с содержанием SiO_2 не ниже 98,5 мас.% и небольшим количеством вредных примесей – Fe, Al, Ca, Ti и др. Вышеуказанное сырье широко распространено в Дальневосточном регионе Российской Федерации, включая территорию Амурской области.

В результате наших исследований разработан метод получения высокочистого кремния при фторидном обогащении различных типов кремнеземсодержащего сырья, в том числе некондиционного (В.С. Римкевич и др., 2011), до получения тетрафторида кремния, из которого восстанавливается поликристаллическй кремний, при минимальных энергетических и материальных затратах и в более экологически чистом варианте по сравнению с существующими способами.

Объектами исследования являлись кварцевые формовочные пески, измельченные до размеров менее 0,001 мм, состава, мас %: SiO_2 – 95,80; Al_2O_3 – 2,26; Fe_2O_3 – 0,17; TiO_2 – 0,23; Na_2O – 0,09; K_2O – 0,97; ппп – 0,40 из Чалганского месторождения кварц-каолин-полевошпатовых песков (Амурская область).

Фторирование кварцевых песков осуществлялось на лабораторной установке с реактором из никелевого сплава, в котором исходное сырье спекалось с гидродифторидом аммония (NH_4HF_2), а полученные смеси термически обрабатывались до получения гексафторосиликата аммония $(NH_4)_2SiF_6$.

Для разделения и сбора летучих продуктов применялся конденсатор, изготовленный из нержавеющей стали и фторопласта. Из водного раствора $(NH_4)_2SiF_6$ при взаимодействии с фторидом натрия (NaF) извлекался гексафторосиликат натрия (Na_2SiF_6).

Опыты велись в лабораторном аппарате, выполненном из фторопласта. В электропечи с реактором из специально подобранного химически стойкого огнеупорного материала разлагался Na_2SiF_6, а образовавшийся тетрафторид кремния (SiF_4) поступал в устройство для его восстановления в расплаве металлического натрия в атмосфере аргона с получением высокочистого поликристаллического кремния. Регенерация NH_4HF_2 с получением газообразного аммиака осуществлялась в лабораторном выпаривателе-кристаллизаторе. Газообразный аммиак улавливался в сосуде с водой.

Исходное сырье, промежуточные фазы и конечные продукты исследовались химическим, рентгенофазовым, спектральным, электронномикроскопическим, дифференциально-термическим и другими методами анализов, применяемыми в Аналитическом центре минералого-геохимических исследований ИГиП ДВО РАН. Расчеты термодинамических параметров, констант скорости и энергии активации химических реакций осуществляли с применением приложения Microsoft Exel 2007.

Термодинамические расчеты показывают (табл. 1), что для реакций спекания (1), разложения (3) значения изменений энергии Гиббса (Δ G) уменьшаются с возрастанием температуры, и процессы идут в сторону образования конечных продуктов. По термодинамическим данным реакция синтеза (2) протекает в водном растворе, а реакция восстановления (4) – при пониженных температурах.

Таблица 1. Расчетные значения изменений энергии Гиббса (кДж) химических реакций фторидного обогащения кварцевых песков и промежуточных продуктов

№ реакции	T, °C	25	100	200	300	500	600	700
1	$SiO_2 + 3NH_4HF_2 = (NH_4)_2SiF_6 + 2H_2O\uparrow + NH_3\uparrow$							
	ΔG	256	181,9	- 49,9	-1464,7	-1662,3	-1761,1	-1859,9
2	$(NH_4)_2SiF_6 + NaF = Na_2SiF_6\downarrow + 2NH_4F$							
	ΔG	-23,6	-21,5	-18,7	-15,8	-10,2	-7,4	-4,5
3	$Na_2SiF_6 \rightarrow 2NaF + SiF_4\uparrow$							
	ΔG	111,8	97,2	77,8	58,5	19,7	0,3	-19,1
4	$SiF_4 + 4Na = Si + 4NaF$							
	ΔG	-579,0	-548,3	-520,9	- 493,4	- 438,5	- 411,1	-383,6

На основании полученных экспериментальных данных по убыли массы навесок за определенные промежутки времени при заданных температурах и по данным химических анализов на элементы в продуктах реакций вычисляли кинетические параметры процессов — константы скоростей и энергии активации.

Спекание исходного кварцевого песка с гидродифторидом аммония проводилось при температурах 100-200^{0}C. По данным констант скоростей и энергии активации (K_c = 0,00823 мин$^{-1}$ при 200^{0}C, E_α = 18,3 кДж/моль) реакция (1) протекает в кинетической области. Способ ускорения процесса – повышение температуры.

В расплаве NH_4HF_2 взаимодействие протекает с максимальной скоростью и при температуре 200^0С за 3,5 часа достигаются оптимальные условия процесса. Выделяющийся газообразный аммиак улавливался в сосуде с водой с образованием аммиачной воды (NH_4OH).

По данным рентгенофазового анализа полученный в восстановительных или инертных условиях порошкообразный спек состоит из гексафторосиликата аммония, и по данным химического анализа примесные соединения Al, Fe, Na и K образуют простые фториды.

Очистку $(NH_4)_2SiF_6$ от примесей проводили методом термической обработки, в результате которой в температурном интервале 350-550^0С происходит сублимация гексафторосиликата аммония. Процесс характеризуется высокими значениями констант скоростей реакции и низкой энергией активации (K_c = 0,061729 мин$^{-1}$ при 500^0С, E_α = 10,8 кДж/моль); температура 500^0С является наиболее благоприятной для образования летучего $(NH_4)_2SiF_6$, которое происходит за короткие промежутки времени и через 0,5 час достигается расчетное теоретическое количество этого продукта. Соединения фторидов не подвергаются сублимации и остаются в нелетучем остатке. Летучий $(NH_4)_2SiF_6$ улавливался и собирался в конденсаторе.

По данным спектрального анализа $(NH_4)_2SiF_6$ имеет высокую химическую чистоту – содержание металлических примесей (Al, Fe, Mn, Mg, Cu) не превышает 10^{-4} – 10^{-5} мас.%. Повторная сублимационная очистка позволяет получить $(NH_4)_2SiF_6$ с содержанием вредных примесей менее 10^{-6} – 10^{-8} мас.% (В.С. Римкевич и др., 2012).

Обменная реакция синтеза Na_2SiF_6 осуществлялась при температурах 20-80^0С в водном растворе гексафторосиликата аммония (исходные концентрации 5-20 мас.% $(NH_4)_2SiF_6$), к которому добавлялся 4% водный раствор фторида натрия. Выявлены оптимальные физико-химические условия образования малорастворимого гексафторосиликата натрия, который отфильтровывали, промывали дистиллированной водой, а затем осадок на фильтре высушивали до постоянного веса. По данным рентгенофазового и микрозондового анализов осадок представляет собой белый кристаллический порошок Na_2SiF_6, который по данным химических и спектральных анализов содержит менее 10^{-6} мас.% вредных примесей. При выпаривании водного раствора фторида аммония (NH_4F) происходила регенерация гидродифторида аммония путем его кристаллизации по реакции: $2NH_4F = NH_4HF_2 + NH_3\uparrow$. Полученный гидродифторид аммония поступает в начало процесса переработки исходного сырья.

Тетрафторид кремния получали термическим разложением Na_2SiF_6 (реакция (3)) в электропечи, оборудованной нагревателем сопротивления. Для удаления сорбированной воды и дополнительной очистки от летучих примесей гексафторосиликат натрия предварительно просушивали в вакуумной электропечи МАК при 250-300^0С в течение 1-1,5 час. Процесс термического разложения проводили в восстановительной атмосфере в оптимальном температурном интервале 630-670^0С в течение 1 час. Выделяющийся тетрафторид кремния непрерывно отводили в охлаждаемый жидким азотом металлический баллон, или SiF_4 поступал в устройство для получения поликристаллического кремния.

Опыты по получению поликристаллического кремния проведены в устройстве с реактором из специально подобранного химически стойкого огнеупорного материала, оборудованного нагревателем сопротивления. В реактор одновременно подавалось в стехиометрическом соотношении к расплаву металлического натрия газовая смесь, содержащая 10 мас.% тетрафторида кремния и 90 мас.% аргона, подогретого до 300-600^0С. Процесс протекает по реакции (4). Поликристаллический кремний отделяется от фторида натрия путем выщелачивания в водном растворе, в котором остаются вредные примеси. После выпаривания водного раствора образовавшийся фторид натрия представляет собой высококачественный химический реактив.

Полученные образцы поликристаллического кремния соответствуют солнечному и электронному качеству с содержанием вредных примесей менее 0,001 и 0,0001 мас.% соответственно.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (проект 11-05-00357а).

ОСОБЕННОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ГИГАНТОЗЕРНИСТОГО СЛАБОПРОЗРАЧНОГО КВАРЦА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛАННОЕ

Е.Н. Светова[1], С.К. Кузнецов[2], С.Н. Шанина[2], В.Н. Филиппов[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Карельского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты, Россия, г. Петрозаводск, e-mail: ensvetova@igkrc.ru
[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт геологии Коми НЦ УрО РАН, Россия, г, Сыктывкар

Месторождение жильного кварца Желанное входит в состав Приполярноуральской кварцевожильно-хрусталеносной провинции и является одним из наиболее крупных в России [2, 3]. В пределах жил выделяется несколько основных минералого-технологических разновидностей кварца. Это гигантозернистый молочно-белый кварц, слагающий основной объем жил, прозрачный реликтовый кварц, образующий участки в молочно-белом, полупрозрачный окологнездовый кварц, горный хрусталь. В настоящее время на месторождении ведется добыча лишь молочно-белого жильного кварца, применяемого в качестве шихты для выращивания монокристаллов. Использование такого кварца для плавки высокопрозрачных оптических стекол осложнено наличием довольно большого количества газово-жидких включений, хотя, по некоторым другим параметрам, в частности, по содержанию основных структурных элементов-примесей, слабопрозрачный молочно-белый кварц месторождения Желанное не уступает его прозрачным разновидностям и даже превосходит их. Очевидно, что подбор эффективных схем удаления газово-жидких включений из слабопрозрачного кварца является важной технологической задачей.

С целью выявления особенностей удаления минеральных примесей и газово-жидких включений в ходе обогащения гигантозернистого слабопрозрачного кварца месторождения Желанное нами проведено изучение кварцевой крупки методами газовой хроматографии и электронной микроскопии, прослежено изменение валового содержания примесей в кварце. Последовательно анализировалась исходная крупка кварца фракции 0.1–0.3 мм (подвергнутая магнитной сепарации для удаления внесенных в процессе дробления магнитных частиц), крупка кварца обработанная плавиковой кислотой и крупка, для которой применено горячее хлорирование. Эксперименты по обогащению кварца выполнены в немецкой специализированной лаборатории «Анзаплан». Состав газовой фазы изучен на газовом хроматографе Цвет-800 с пиролитической приставкой. Для исследования поверхности зерен использован сканирующий электронный микроскоп JSM-6400 с энергодисперсионной приставкой Link.

Данные химического анализа кварца на разных стадиях обогащения приведены в таблице 1.

Таблица 1. Содержание элементов примесей в гигантозернистом слабопрозрачном кварце месторождения Желанное на разных стадиях обогащения , ppm

Этап обработки	Al	Fe	Na	K	Li	Ti	Zr	Ca	Mg	Cr	Mn	Cu	Ni	P	B	∑
Исходный, после МС	18	12.0	7.8	2.6	0.6	0.5	<0.1	1.6	0.2	0.1	0.2	0.1	<0.1	<0.1	0.2	44
После HF	14	0.15	4.5	1.5	0.5	0.6	<0.1	0.6	0.1	<0.05	<0,.05	<0.05	<0.1	<0.1	Н.о.	22
После горячего хлорирования																
HCl 25%	14	0.11	0.1	0.1	0.2	0.4	<0.1	0.2	0.1	<0.05	<0.05	<0.05	<0.1	<0.1	Н.о	15
HCl 50%	13	0.13	0.3	0.6	0.16	0.4	<0.1	0.4	0.1	<0.05	<0.05	<0.05	<0.1	<0.1	0.15	15
HCl 75%	14	<0.1	<0.1	0.3	<0.1	0.4	<0.1	0.3	0.05	<0.05	<0.05	<0.05	<0.1	<0.1	Н.о	15

Примечание. Анализы выполнены методом ICP-MS в лаборатории «Анзаплан» (Германия). Параметры обработки: МС – магнитная сепарация; HF – обработка раствором плавиковой кислоты (26% р-р, 95 ºС), горячее хлорирование – прогрев крупки до 1000 ºС в растворах HCl.

В исходном кварце валовое содержание примесей после магнитной сепарации составляет 44 ppm. Основная доля примесей приходится на алюминий (18 ppm), железо (12 ppm), натрий (7.8

ppm), калий (2.6 ppm), кальций (1.6 ppm). В незначительном количестве (<1 ppm) присутствуют литий, титан, магний, марганец, медь, никель, хром, фосфор, бром и цирконий. Электронная микроскопия зерен кварца показала, что их поверхность покрыта рассеянной мельчайшей крошкой. Так выглядит обычно рассеявшийся сухой остаток после вскрытия большого количества флюидных включений [1]. Вероятно, при измельчении кварца происходило растрескивание включений вдоль сколов и рассеивание содержимого по поверхности зерен. Форма зерен изометрична, отсутствуют четкие грани, поверхность местами сильно шероховата (рисунок - а).

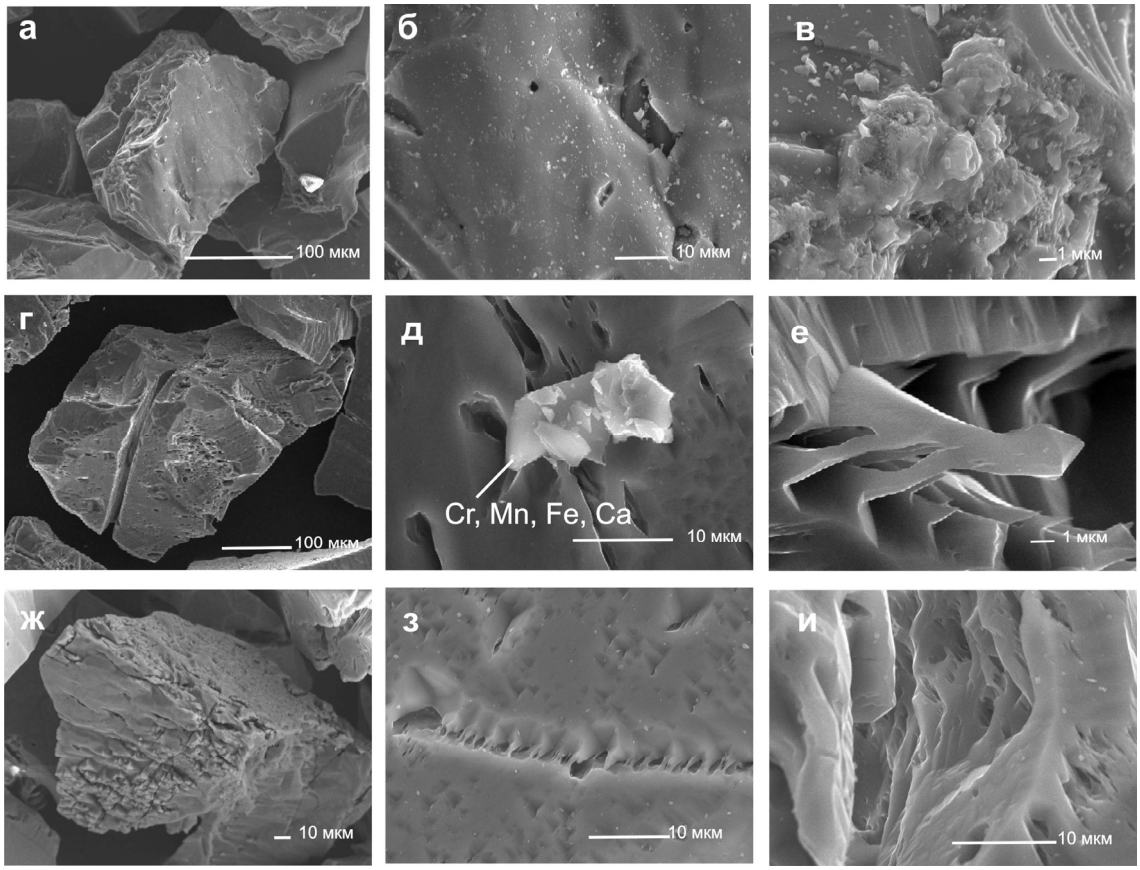


Рисунок. Электронно-микроскопические изображения гигантозернистого слабопрозрачного кварца месторождения Желанное: а–в – крупка кварца до кислотной обработки; г–е – крупка кварца после обработки HF (26% р-р, 95 ºС); ж–и – крупка кварца после обработки горячим хлорированием (25% р-р HCl, 1000 ºС)

Наблюдаются множественные следы от вскрытых газовых включений (рисунок - б), а также большое количество однообразных железосодержащих насыщенных водой фаз гелеподобной структуры (рисунок - в). По данным газовой хроматографии, общее содержание газов, выделившихся при нагревании исходного кварца до 1000 °С составило 256 ppm. В составе газой фазы преобладают пары H_2O, в незначительном количестве присутствуют CO_2 и CO (таблица 2).

Таблица 2 - Состав газовой фазы, выделившейся из кварца при нагревании до 1000 ºС на разных стадиях обогащения, ppm

Этап обработки кварца	H_2O	CO_2	CO	N_2	H_2	∑
Исходный, после МС	252	3.5	0.3	0	0	256
После HF (26%, 95 ºС)	219	1.6	0.3	0	0	221
После горячего хлорирования (HCl 25%, 1000 ºС)	19	0.2	0.2	0	0	19.4

Обработка кварца плавиковой кислотой (26%-ый раствор, 95 °С) ведет к снижению суммарного содержания примесей в кварце в два раза (до 22 ppm). Кардинально уменьшается количество железа (до 0.15 ppm), сокращается количество натрия, калия и кальция, а также других элементов. По данным электронной микроскопии поверхность обработанных HF зерен сильно протравлена, содержит множественные следы растворения от высвободившихся крупных пластинчатых и мелких включений (рисунок - г, е). Крайне редко, на поверхности зерен встречаются включения сложного состава (рисунок - д). Существенных изменений в содержании выделяющихся из обработанного плавиковой кислотой кварца газов нами не прослежено (табл. 2). Количество выделившихся паров H_2O на 13% меньше чем в исходном кварце, CO_2–меньше вдвое, CO – неизменно. Вероятно, при такой обработке растворяются в основном твердые включения, расположенные по трещинам зерен, приповерхностные пленочные включения, в то время как газово-жидкие включения расположенные глубже, остаются невскрытыми.

В процессе горячего хлорирования крупка кварца прогревалась при температуре 1000 °С в растворе HCl. Параллельно было выполнено три эксперимента с разными концентрациями растворов кислоты: 25%, 50%, 75% (таблица 1). Результаты химического анализа кварца после всех испытаний идентичны и свидетельствуют о снижении суммарной концентрации элементов примесей в кварце по отношению к исходному в три раза (до 15 ppm). Отмечено резкое уменьшение содержания не только железа, но и натрия, калия, кальция и даже лития. Высоким сохраняется содержание алюминия (13-14 ppm), по-видимому, в связи с его нахождением в структуре кварца. Электронно-микроскопическое изучение показало, что поверхности зерен после горячего хлорирования протравлены гораздо сильнее, чем после обработки плавиковой кислотой, гладкие грани почти отсутствуют (рисунок ж). Наблюдаются множественные следы от высвободившихся крупных и мелких твердых включений, а так же газовожидких включений, образующих длинные цепочки вдоль ослабленных плоскостей индивидов (рисунок - з). Встречаются зерна очень глубоко протравленные (до 2–5 мкм), с образованием тонких кварцевых стенок-перегородок (рисунок - и). Микроминеральных включений в кварце, обработанном горячим хлорированием, нами обнаружено не было. Данные газовой хроматографии свидетельствуют, что содержание газовой фазы, выделенной при нагревании кварца после горячего хлорирования снижается более чем в 10 раз (таблица 2).

Результаты детальных газовохроматографических и электронно-микроскопических исследований гигантозернистого слабопрозрачного жильного кварца месторождения Желанное показывают, что глубокое обогащение кварца с применением горячего хлорирования ведет к снижению содержания элементов-примесей, газовожидких включений и повышению качества сырья.

Список использованных источников

1. Балакирев В.Г., Мельников Е.П. Электронно-микроскопическая фрактография кварца / Мин-во геол. СССР, ВНИИСИМС. М.: Недра, 1991. 120 с.
2. Кузнецов С.К., Лютоев В.П., Котова Е.Н., Сокерина Н.В., Чупров Г.В., Шанина С.Н. Кварцевожильно-хрусталеносное месторождение Желанное на Приполярном Урале. Сыктывкар, Геопринт, 2004. 36с. (Отчетная серия, №11 (29))
3. Репина С.А. Геологическое строение, минералогия и генезис кварцевого месторождения Желанное (Приполярный Урал) // Геология рудных месторождений. 2001. Т. 43, №5. С.371-394.

О РОЛИ ИНФОРМАЦИОННЫХ СИСТЕМ И МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В УПРАВЛЕНИИ ПРОЦЕССАМИ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В.Ф. Скороходов[1], Р.М.Никитин[1], А.Г. Олейник[2]

[1] Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты
[2] Федеральное государственное бюджетное учреждение Институт математического моделирования Кольского научного центра РАН, Россия, г.Апатиты

Эффективность производства минеральных концентратов определяется, помимо качества и объемов конечных продуктов обогащения, затратами на необходимые для их получения производственные и технологические ресурсы. Совершенствование систем управления – залог достижения максимально выгодных трендов таких параметров, как количество – качество – затраты. Движение по пути оптимизации обогатительного производства невозможно без широкого привлечения современных информационных технологий (ИТ), характеризуемых широким спектром функций. На рисунке показана укрупненная общая схема использования ИТ в процессе принятия решений по управлению процессами переработки минерального сырья.

На основе внедрения ИТ создаются проблемно ориентированные информационные системы (ИС). В них информация проходит предварительную обработку и «складируется» в базе данных. Наряду с использованием геоинформационных систем и систем графического проектирования, разработаны и специализированные средства математического моделирования объектов и процессов технологий горных работ и обогащения полезных ископаемых.

Использование математического моделирования, реализуемого в современных CAD/CAM/CAE системах, позволяет прогнозировать возможные варианты развития процессов в зависимости от различных факторов и управляющих воздействий. Построение математической модели технологического процесса основывается на степени его изученности и наличии необходимых фактографических данных.

Авторами разработаны структура автоматизированной системы синтеза оптимальных схем и циклов процессов обогащения, а также ряд моделей различного типа, ориентированных как на использование в рамках указанной системы, так и на автономное применение. В результате проведенных исследований выделены основные группы данных, которыми оперируют системы информационной поддержки управления процессами разделения минералов. К ним относятся данные, характеризующие:

- минеральное сырье и продукты его разделения;
- сепарационные характеристики оборудования;
- доминантные силы, обеспечивающие разделение минералов;
- управляющие параметры;
- используемые технологические ресурсы;
- показатели, определяющие эффективность разделения минералов.

Большинство обогатительных технологий основано на движении потока жидкости или газа через слой дисперсного материала. Перспективным для моделирования подобных разделительных процессов представляется разрабатываемый в Горном институте КНЦ РАН подход, основанный на методе вычислительной гидродинамики (CFD), реализованном в широком спектре компьютерных приложений (ANSYS Fluent, COMSOL Multiphysics и др.). Их использование для исследования существующих и разрабатываемых технологий обогащения минералов требует детального знания предмета и формулировки условий однозначности. Правильный выбор математических структур, описывающих технологический процесс, выявление доминантных движущих сил процесса определяют степень адекватности модели. Результат работы модели должен явно или опосредованно давать значения технологических параметров обогащения при определенных

характеристиках питания, условиях эксплуатации обогатительного оборудования, его конструктивном исполнении.

Одновременно с внедрением в исследовательскую деятельность вычислительных моделей обогатительных процессов, в Горном институте КНЦ РАН используются программы, позволяющие моделировать как отдельные сегменты производства, так и в целом фабричные комплексы связанного обогатительного оборудования. Примером является программа MODSIM, оперирующая обширной базой моделей обогатительного оборудования, используемого в различных технологических переделах.

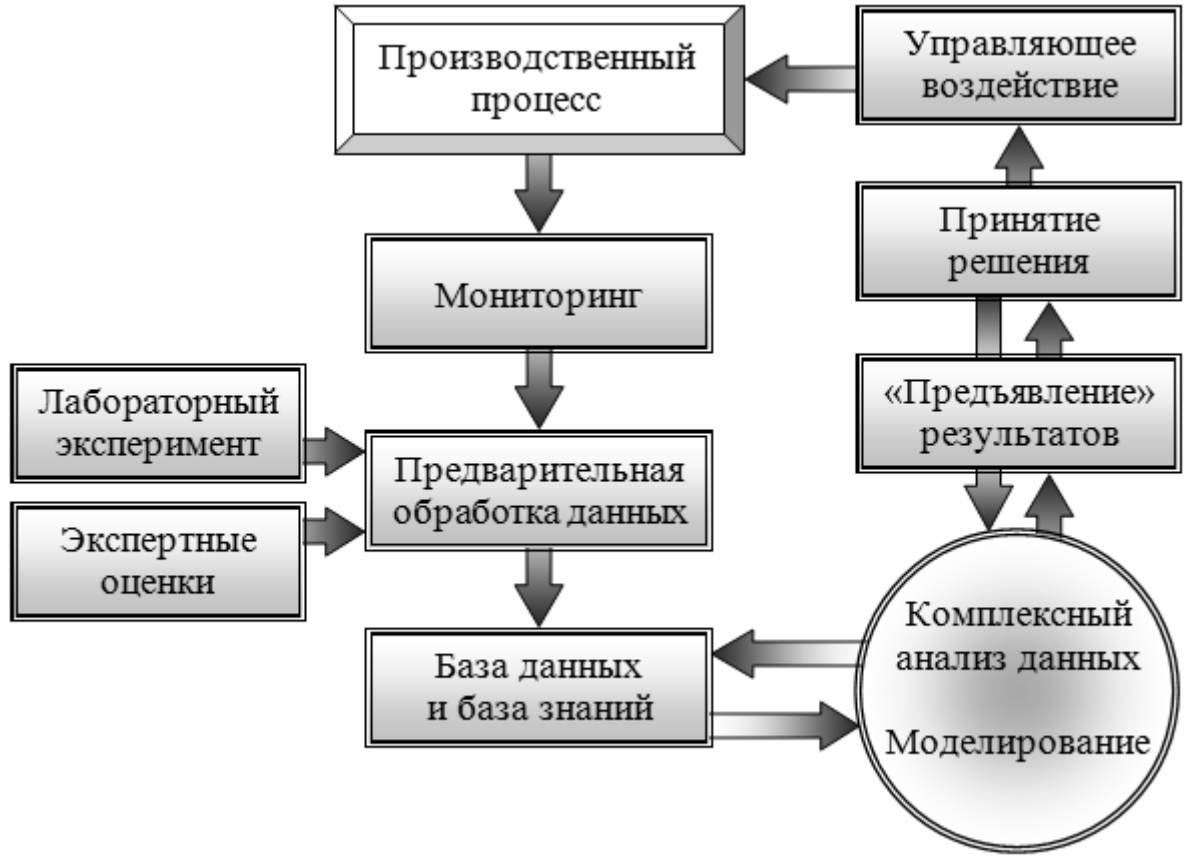


Рисунок. Обобщенная схема использования средств информационной поддержки в управлении процессами переработки минерального сырья

Однако результаты, имеющие теоретическую значимость и практическое применение в лабораторных исследованиях, крайне редко могут быть использованы для поддержки принятия решений по управлению реальным производственным процессом.

По мнению авторов это обусловлено рядом причин:

- наличием в производственном процессе трудно управляемых возмущений, не учитываемых в моделях, полученных на основе теоретических закономерностей процессов разделения;
- использованием в моделях данных, получаемых в лабораторных исследованиях путем анализа сырья и продуктов разделения;
- неспособностью производственных аппаратов быстро адаптироваться к изменению характеристик сырья и технологических ресурсов;
- влиянием фактора экономической эффективности производства.

К технологическим задачам создания информационно-аналитической среды поддержки управления производственными процессами обогащения относятся задачи практической реализации инструментальных средств ИС. Это базы данных и средства целевого доступа к

ней, подсистемы анализа данных и моделирования, интерфейсные средства оповещения и представления рекомендаций и т.д., а также задачи создания системы сбора оперативной информации о ходе протекания процесса, включающие как автоматические измерения параметров и характеристик, так и ввод данных, получаемых с участием человека.

Сложность и многофакторность процессов переработки полезных ископаемых в условиях реального производства накладывает существенные ограничения на возможность создания адекватных моделей управляемых процессов. Поэтому, ранее полученные авторами результаты в области совместного использования различных методов и технологий компьютерного моделирования процессов разделения минеральных компонентов, будут широко использоваться при создании информационных систем поддержки принятия решений по управлению непрерывными производственными процессами обогащения. Прогнозирование хода процессов разделения минералов с использованием моделирования позволит снизить их инерционность и осуществлять упреждающие управляющие воздействия для обеспечения эффективности производства минеральных концентратов.

ОТХОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ ВЕРМИКУЛИТОВЫХ РУД И ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ КАК СЫРЬЕ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНОЙ КЕРАМИКИ

О.В. Суворова[1], В.В. Лащук[1], Д.В. Макаров[2], В.А. Бокарева[1]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты, e-mail: suvorova@chemy.kolasc.net.ru, makarov@inep.ksc.ru

[2]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты

Создание ресурсосберегающих технологий в сочетании с охраной окружающей среды при переработке минерального сырья – одна из наиболее актуальных задач нашего времени [1]. Перспективным и экономически оправданным способом снижения отрицательного воздействия на окружающую среду отходов горнопромышленного комплекса является их переработка в строительные материалы.

ОАО «Олкон» и ОАО «Ковдорслюда» являются крупными горно-обогатительными комбинатами, обеспечивающими добычу и переработку железных и флогопит-вермикулитовых руд. При обогащении руд в хвостохранилище складируются минералы, которые могут представлять промышленный интерес как техногенное сырье для строительной индустрии. Одно из направлений утилизации отходов – получение строительных керамических материалов методами жидкостного спекания и гиперпрессования.

Целью настоящей работы являлось изучение отходов обогащения железных и флогопит-вермикулитовых руд и оценка возможности использования данного техногенного сырья для получения строительной керамики. Нами проведено опробование хвостохранилищ ОАО «Олкон» и ОАО «Ковдорслюда». Пройден горизонтальный профиль с интервалом 60 м для первого и 40 м для второго хвостохранилища.

В общей сложности отобрано 50 проб. Полученный материал подвергался комплексным исследованиям, включающим определение гранулометрического, минерального и химического составов, инженерно-геологических и радиационно-гигиенических характеристик.

Изучение гранулометрического состава отходов показало, что хвосты обогащения железных руд, в которых среднее содержание фракции -2+0.1 мм составляет 75.9%, соответствуют мелкому песку, а отходы обогащения флогопит-вермикулитовых руд представлены гравелистыми грубо-среднезернистыми песками, у которых среднее содержание фракции -2+0.25 мм составляет 72.6%.

В естественных условиях залегания средняя плотность отходов обогащения железных руд

составляет 1.68 г/см^3, истинная плотность – 3.17 г/см^3, пористость – 44%, а коэффициент пористости – 0.79.

Отходы обогащения флогопит-вермикулитовых руд плотного сложения со средней плотностью в сухом состоянии, истинной плотностью и плотностью в естественном состоянии соответственно 1.88, 3.22 и 1.96 г/см^3. Средние значения пористости и коэффициента пористости составили 42% и 0.52.

Анализ инженерно-геологических показателей свидетельствует, что техногенные пески характеризуются средней уплотненностью, по показателю пористости близки к типичным природным песчаным породам [2]. Однако они отличаются повышенным значением истинной плотности, нормативные показатели которой для строительных песков по ГОСТ 8736 составляют 2.0-2.8 г/см^3.

Хвосты обогащения железистых кварцитов имеют сложный минеральный состав, преобладающим компонентом является кварц. В значительных количествах присутствуют полевые шпаты (альбит, анортит, микроклин), а также пироксены и амфиболы.

Характерной особенностью хвостов обогащения является наличие в их составе значительного количества рудных минералов – гематита, магнетита и небольших количеств сульфидов. При этом магнетит присутствует только в составе сростков с кварцем, реже – с силикатами. Гематит может присутствовать и в виде раскрытых зерен.

Присутствие рудных минералов обусловливает заметное увеличение средней и истинной плотности хвостов.

Преобладающими минералами в составе хвостов обогащения флогопит-вермикулитовых руд являются оливин и диопсид. Значительные содержания магнетита, апатита, вермикулита и форстерита позволяют рассматривать хвосты как источник этих минералов. Однако экономически оправданная переработка данного техногенного сырья может быть осуществлена лишь в отдаленной перспективе.

По химическому составу средней пробы отходы обогащения железистых кварцитов – это магний-кальций-алюмо-железо-силикатный, а отходы обогащения флогопит-вермикулитовых руд – кальций-железо-магниево-силикатный материал.

Радиационно-гигиенические исследования показали, что данные техногенные образования относятся к материалам первого класса по радиоактивности, и могут применяться в строительстве без ограничения.

На основе проведенных исследований были разработаны строительные керамические материалы с использованием отходов обогащения флогопит-вермикулитовых руд и железистых кварцитов методами жидкостного спекания и гиперпрессования [3, 4 и др.].

Работа выполнена при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований (грант №10-03-98802р_север_а).

Список использованных источников

1. Чантурия В.А., Чаплыгин Н.Н., Вигдергауз В.Е. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья и охрана окружающей среды // Горный журнал. 2007. № 2. С. 91-96.
2. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология: инженерная петрология. Л.: Недра, 1970. 528с.
3. Суворова О.В., Макаров Д.В., Плетнева В.Е. Получение керамических материалов на основе хвостов обогащения вермикулитовых и апатит-нефелиновых руд // Стекло и керамика. 2009. №7. С.22-24.
4. Суворова О.В., Макаров Д.В., Лащук В.В., Меньшиков Ю.П., Плетнева В.Е. Гиперпрессованная строительная керамика из отходов обогащения апатит-нефелиновых и вермикулитовых руд // Труды VI Всероссийской (с международным участием) Ферсмановской научной сессии. Апатиты: ООО К & М, 2009. С.288-291.

КОНЦЕНТРАТ УГЛЯ КАК СЫРЬЁ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА МЕХАНОХИМИЧЕСКОГО, ЖИДКОГО ТОПЛИВА

Д.В. Сухомлинов, В.В. Кирюков, В.Б. Кусков, А.Б. Незаметдинов, П.В. Згонник

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Санкт-Петербургский государственный горный университет», Россия, г. Санкт-Петербург

В настоящее время промышленное производство синтетического жидкого топлива (СЖТ) из органической массы угля (ОМУ) на основе его предварительной газификации организовано в ЮАР, на заводах “Сосал – 1, Сосал –2 и 3” [1].

Применение механоактивации [2] позволит снизить температуру (и давление) технологических процессов с углём, увеличить выход полезных компонентов, устранить выброс с дымовыми отходами вредных компонентов угля и наметить реальную перспективу попутного извлечения ценных компонентов угля, таких, как германий и ртуть.

Генератор водорода представляет собой планетарный активатор, в рабочих барабанах которого находятся металл – восстановитель в виде мелющих тел (чугунная дробь, стальная или алюминиевая дробь – сечка, нарубленная из проволоки, или гранулированный алюминий, цинк), вода и абразив (мелкие кусочки твёрдых минералов – корунда, кварца или топаза). При наличии абразива интенсифицируется выделение водорода, так как происходит быстрое удаление оксидов металла и постоянное обновление поверхности реагирующих частиц.

Каждый грамм активированного алюминия, прореагировавшего с водой, эквивалентен 16 дм^3 свободного водорода, сжигание которого даёт около 200 кДж. Активация металлов проводилась в закрытых рабочих барабанах планетарной мельницы. Если рабочий барабан соединён гибким шлангом с газометром, то при частоте вращения ротора 6 с$^{-1}$ и частоте барабана 16 с$^{-1}$ за 10 минут вырабатывается 5000 см^3 газа, или 1,8 м^3 /ч. Расход энергии при этом составляет 1 кДж на 1,8 м^3 , а энергия от сжигания полученного водорода составит более 20000 кДж.

При измельчении в дистиллированной воде угля мельница – активатор работает как генератор водорода. Изменяя условия активации углей, можно получать синтезированные битумоиды значительно богаче водородом с отношением C/H>10.

Для тонкого измельчения угля оптимально подходят планетарные мельницы.

По сравнению с традиционным оборудованием для измельчения удельная производительность планетарных мельниц выше в 10–30 раз.

Ещё более интересен способ применения механохимической активации угля в сочетании с его гидрогенизацией, когда в одном реакторе совмещаются три технологические операции:

1. предварительная подготовка угля к гидрированию (подготовка угля состоит в его полукоксовании, тонком измельчении и приготовлении пасты путём смешивания ”микронного угля” с природной нефтью; полученная паста гидрируется при давлении около 2x10^4 кПа и температуре 200 – 300°C);
2. генерация водорода (порошок алюминия или гранулы);
3. гидрогенизация угля (вода в колонке – реакторе).

Таблица 1. Результаты механохимической активации в течение 30 мин. (мощность привода активатора 2,4 кВт) [5]

Истирающий материал, навеска, кг	Абразив, (навеска, 50 г)	Выход водорода, см^3
Чугунная дробь	Топаз	1400
	Микроклин	700
	Полевой шпат	710
Стальная дробь – сечка,1	То же	1160
	Кварц	2120
	Кварцевое стекло	1850
Стальная дробь – сечка, 1, стальные опилки, 0,5	Без абразива	4000
Алюминиевая дробь – сечка, 0,5	Топаз	5000

Синтезированное в колонке жидкое топливо отделяют от шлака и используют по назначению.

Шлак поступает на дальнейшую переработку с целью извлечения других ценных компонентов.

Существуют лабораторные планетарные мельницы периодического действия немецких производителей: <<Fritsch>> и <<Retsch>>. Идеально подходят для сверхтонкого измельчения (до 0,1 мкм) в сухой среде, в суспензии или в среде газа. Это надёжное, высокоскоростное и простое в эксплуатации оборудование.

В зависимости от модели используемой планетарной мельницы крупность питания варьируется от 5 до 10 мм, объём измельчаемой пробы от десятков мл до литра, скорость вращения планетарного диска до 1000 оборотов в минуту [2,3].

Основными параметрами, влияющими на эффективность помола, являются угловая скорость переносного вращения и угловая скорость вращения барабана.

По аналогии с процессом ”расщепления” - крекингом высокомолекулярных соединений нефти для получения лёгких углеводородов, который лежит в основе производства моторного топлива и смазочных материалов, ископаемые угли необходимо обогащать более глубоко, чем в настоящее время производится для продажи. Проведённые опыты позволяют наметить перспективу практического использования механокрекинга при получении углеводородных газов и жидких битумоидов как исходного сырья химического производства.

Удалённость месторождений углей от возможных потребителей, различие качества углей и их потребительская форма создаёт проблему для его применения.

Решение указанных проблем может быть достигнуто либо путём разработки технологий ожижения углей, либо путём создания на их основе суспензионных топлив.

Сырьём для суспензионного топлива на первых этапах исследований служат угли Донбасса, Воркуты, Кузбасса различных стадий и типов структурного преобразования. Первичное требование к таким углям – весьма низкая зольность в природных угольных пластах или малозольные, сверхлёгкие шламы, отделяемые из общего цикла обогащения действующих обогатительных фабрик.

Месторождения угля, как правило, удалены от возможных потребителей. Доставка угля до потребителя зачастую обходится дороже стоимости самого сырья из-за необходимости строительства дорог, использования транспорта (автомобильного, железнодорожного, водного [4]).

К числу наиболее перспективных способов транспортирования угля относится трубопроводный, основные преимущества которого заключаются в технической надёжности и в меньшей, чем при других видах транспорта, стоимости.

Таблица 2. Объём газов ($см^3$ на 1000 т сухой беззольной массы, с.б.м.), выделившихся при механокрекинге углей

Марка угля	Степень дисперсности (измельчение), $м^2/г$	H_2	CO_2	CH_4	C_2H_6	C_3H_8	C_4H_{10}	Σ
Г	12,6	В атмосвере азота						
		1,1	1161,9	0	0	402,2	-	1565,3
Г	29,3	В воде						
		76,7	следы	0	159,2	1106	228,9	2005,7
Г	25,4	В 15% -ом водном растворе $Fe\ Cl_3$						
		48,9	148,7	следы	7,9	621,7	-	827,2
Г	9,6	В атмосфере CO_2						
		820,4	-	0	57,7	628,6	о	1500,7

В случае приготовления угольной суспензии, используемой в качестве топлива в ДВС, турбинах, иных силовых установках с жёстко заданными характеристиками, целесообразно производить механохимическую обработку в среде водорода.

При этом образующие новые поверхности раздела фаз будут гидрироваться. Как вариант метода предлагается осуществлять гидрирование угольной суспензии в смеси с органическим растворителем (молекулы углеводородов) – продукты прямой перегонки нефти.

В ряде специальных применений необходимо приготовление водоугольной органической суспензии, для стабилизации которой следует применить поверхностно активные вещества (ПАВ) (алкилсульфонаты, алкилсульфаты, карбоновые кислоты с длинными углеводородными радикалами, метанол), а в необходимых случаях – специальные гасители пены.

С целью определения максимального размера частицы, способной полностью сгореть в поршневых двигателях [5, 6] с различной частотой вращения, фирмы Caton и Rosegay провели теоретическое исследование, представленное в таблице 3.

Таблица 3. Определение максимального размера частицы, способной полностью сгореть в поршневых двигателях

Класс двигателя	Частота вращения	$\eta_{\max}^{ýô}$	Диаметр частиц для $\eta_{\max}^{ýô}$
Малооборотный	100 мин$^{-1}$	47%	45 мкм
Среднеоборотный	750 мин$^{-1}$	47%	20 мкм
Высокооборотный	1500 мин$^{-1}$	44%	15 мкм

Смерзаемость суспензии наступает при влажностях, превышающих значения максимальной влагоёмкости [7]. Причинами, вызывающими сцепление являются силы молекулярного притяжения между частицами, окружёнными плёнками связанной воды, и цементационные, обусловленные связью между кристаллами льда, связанной водой и твёрдыми частицами. На внешней поверхности частиц угля имеется слой воды, находящийся под влиянием активных центров поверхности угля. Эта вода имеет особые физико-химические свойства, замерзает при температуре ниже -70^0.

Список использованных источников

1. Мищенко С.В. Углеродные наноматериалы, производство, свойство, применение, М. Машиностроение, 2008. -320 с.
2. И. В. , Жарова М. Н. , Цикарёв Д. А. Угли как сырьё для производства синтетического жидкого топлива, М. 1986, 33с.
3. Молчанов В. И. , Селезнёва О. Г. , Жирнов Е. Н. Активация минералов при измельчении, М., Недра, 1988, с. 207.
4. Трайнис В. В. Магистральные углепроводы США, <<Уголь>>, № 11, 1978.
5. Голосов С. И. , Молчанов В. И. Физико–химические изменения минералов в процессе тонкого измельчения, Наука, Новосибирск, 1966.
6. Белоусов Е. В. Влияние свойств водоугольных суспензий, используемых в качестве моторного топлива, на характеристики поршневых двигателей внутреннего сгорания, ж. <<Уголь>>, № 10, 2006 г., с. 50 – 54.
7. Лебедев В. В., Чередкова К. И. , Головина Г. С. Смерзаемость каменных углей Кузбасса, << Химия твёрдого топлива>>, № 2, 1976, с. 32 – 37.

РЕДКИЕ МЕТАЛЛЫ: ПЕРСПЕКТИВЫ РОССИЙСКО-ШВЕЙЦАРСКОГО СОТРУДНИЧЕСТВА

О.В. Уланова[1], М. Хофманн[2]

[1]Национальный исследовательский Иркутский государственный технический университет, Россия, г. Иркутск
[2] «Фонд развития редких металлов», Швейцария

Сегодня одним из важнейших показателей экономического развития любой страны является уровень добычи и потребления редких элементов в различных сферах хозяйственной деятельности.

Редкие элементы - условное название большой группы элементов (свыше 60), расположены в разных группах периодической системы и классифицировать их по каким-либо единым физико-химическим признакам невозможно.

Большинство редких элементов — металлы, поэтому термин редкие элементы часто заменяют термином ***редкие металлы***. В Европейский странах применяется термин «менее обычные металлы» ***(less common metals).***

По выражению академика А.Е. Ферсмана, одного из основоположников отечественной геохимии – редкоземельные металлы являются ***«витаминами промышленности»*** и ее важным стратегическим потенциалом. [1]

Редкие металлы используют в самых разных областях современной техники: в радиоэлектронике, приборостроении, атомной технике, машиностроении, химической промышленности, в металлургии и т.д. Развитие нанотехнологий и других достижений прогресса сегодня невозможно представить без производства редких элементов. Без преувеличения редкие металлы можно назвать элементами будущего.

После распада Советского Союза и экономического кризиса, Россия резко сократила добычу и производство большинства редких металлов, которые необходимы для разработки высоких технологий ***«high-tech».*** Сегодня редкоземельные металлы для России являются остродефицитным сырьем. Так, по данным Геологической службы США в 2009 г. Россия импортировала 49 тыс. тонн редких земель, прежде всего церия (38,5 тыс. тонн) и неодима (5,9 тыс. тонн) не смотря на то, что на территории России выявлены крупные запасы редких металлов, которые достигают почти 28 млн. т. $\sum TR_2O_3$. [2]. Россия по этому показателю находится на втором месте в мире после Китая. Ресурсный потенциал российских недр существенно меньше – прогнозные ресурсы всех категорий не превышают 5,3 млн. т. $\sum TR_2O_3$. Государственным балансом запасов учтено 16 месторождений с запасами редкоземельных металлов. В распределенном фонде находится 11 объектов, шесть из которых разрабатываются на другие компоненты. В месторождениях, находящихся в нераспределенном фонде, заключено 39,8% российских разведанных запасов РЗМ; среди них имеются крупные объекты с богатыми и уникально богатыми рудами. Главной освоенной частью сырьевой базы России являются Ловозерское месторождение лопарита и апатитовые месторождения Хибинского региона (Мурманская область).

По мнению отечественных и зарубежных экспертов, на базе этих месторождений целесообразно создавать территориальный инновационный комплекс – кластер высокотехнологических предприятий по добыче и переработке редкоземельных металлов до степени готовых к потреблению промышленностью материалов. [3]

Иркутская область располагает значительными запасами руд редких металлов, месторождения которых входят в редкометальную провинцию Восточного Саяна, в основном расположенную в пределах Иркутской области. Здесь выявлены и частично разведаны стоящие в ряду крупнейших в стране месторождения ниобия, тантала, лития, бериллия, цезия. По оценкам геологов, в недрах провинции сосредоточено 65% запасов ниобия страны, 45% - тантала, 50% - лития. Источниками наиболее качественных руд тантала, лития и цезия являются редкометальные пегматиты.

При оценке основных проблем, связанных с освоением месторождений редких металлов и производством из них продукции можно выделить следующие группы:

Проблемы геополитического характера:

- Нарушение хозяйственных связей России со странами СНГ и Балтии после развала СССР привело к разрыву технологической цепочки «руда — конечный продукт», т.к. редкоземельная промышленность была рассредоточена в нескольких союзных республиках.
- Конверсия ВПК в стране определила снижение внутреннего спроса и, соответственно, сокращение объемов инвестиций в разведку этого сырья.
- Разобщенность регионов, где разведаны запасы, и территорий, на которых прогнозируется выявление новых промышленных скоплений этого сырья.

– Крупные объекты с уникально богатыми рудами располагаются в отдаленных районах страны, что делает их освоение невыгодным.

Проблемы технико-экономического характера:

– Экономическая ситуация конца 90-х гг. внесла осложнения в состояние отечественной сырьевой базы стратегических редких металлов, которая не в лучшую сторону отличается от традиционной зарубежной.
– Редкоземельные металлы, как правило, представляют собой попутные компоненты и их запасы подсчитываются при ведении геологоразведочных работ на другие виды полезных ископаемых.
– Руды месторождений редких металлов имеют сложный состав, в виде тонкой вкрапленности нескольких полезных компонентов с близкими физико-химическими свойствами (т.е. труднообогатимы), поэтому на извлечение из них полезных компонентов требуются новые методы и технологии, а соответственно и существенные затраты.
– Месторождения редких металлов имеют низкое качество. Как правило, средние содержания металлов в рудах в 2-5, иногда и в 10-100 раз меньше, чем за рубежом. Поэтому чтобы довести содержание металлов до промышленных концентраций необходимо прибегать к очень сложным и дорогостоящим способам технологической обработки.

Все это часто приводит к тому, что извлечение редких металлов в существующих условиях нерентабельно, даже при условии разработки этих месторождений на другие виды сырья. Поэтому, нередко извлеченное из недр таких объектов редкоземельное сырье складируется в хвостохранилищах обогатительных фабрик.

Важной стратегической задачей страны является восстановление редкометалльной промышленности и использование альтернативных источников добычи редких элементов. Примером такого источника может служить Сибирская гидроминеральная провинция, которая обладает уникальными запасами подземных литиеносных соленых вод и рассолов. Минимально допустимая концентрация лития в подземных водах как промышленного сырья составляет 10-20 мг/дм^3, между тем реальное содержание этого компонента в рассолах Сибирской платформы достигает 200-400 мг/дм^3. Особый интерес представляют проявления рассолов с минерализацией до 600 г/л (промышленные воды или гидроминеральное сырье). Прогнозные ресурсы солей в промышленных водах (литий, бром, йод, бор, цезий, рубидий, стронций, калий, магний и их соединения) по 55 перспективным участкам составляют 84709,5 кг*10^8. В настоящее время произведена оценка более 30 месторождений промышленных вод, а государственным балансом учтено только одно месторождение – Знаменское с годовым дебитом 873,378 тыс. м^3 и минерализацией 560 г/дм^3. В связи с тем, что основная часть лития, цезия, рубидия, йода, брома добывается в мире из промышленных вод, Иркутская область может стать крупнейшим поставщиком этих элементов, а Россия может обеспечить свои внутренние потребности и составить конкуренцию на мировом рынке признанным зарубежным лидерам. [4]

Сотрудниками кафедры ОПИ и ИЭ, НИ ИрГТУ на протяжении многих лет в рамках научно-исследовательских проектов проводилась комплексная работа по изучению уникальной Сибирской гидроминеральной провинции. Была обоснована эколого-экономическая целесообразность вовлечения в переработку сложных рассолов ряда месторождений Сибирской платформы с целью комплексного и селективного извлечения редкоземельных (редких металлов): лития, рубидия, стронция, цезия и др. на основе методов ионообменной сорбции, элюентной хроматографии, флотации, кристаллизации, вымораживания, а также разработаны ряд принципиальных технологических схем для извеления металлов из попутных вод и рассолов [5].

Мировое господство по добыче и производству редкометалльной продукции сегодня принадлежит Китаю. Китай контролирует добычу и обработку более 90% всего объема ключевых редкоземельных элементов (самария, тербия, лантана, лютеция и др.) в мире, то есть фактически Китай является монополистом, от объемов поставок которого зависят целые

отрасли развитых стран. Снижение экспортных квот создает дефицит данных элементов на мировом рынке, что способствует росту цен. С начала текущего года цены на редкоземельные металлы увеличились в среднем в пять раз [3]. Редкие металлы становятся частью стратегических запасов и ведущие индустриальные страны Евросоюза ищут пути экстренного сокращения дефицита редких металлов на мировом рынке. Основные направления сокращения дефицита редких металлов:

- Поиск новых поставщиков редких металлов и новых месторождений.
- Вовлечение техногенных и вторичных источников редких металлов - отвалов и хвостов обогатительных фабрик, продуктов переработки руд цветных и редких металлов.
- Вовлечение во вторичную переработку бытовых отходов, содержащих редкие металлы, например, (электротехническое и электронное оборудование).

В Евросоюзе проблемы получения редких металлов из первичного и техногенного сырья, формирование ресурсосберегающей системы их использования носят фундаментальный характер. В последние годы большой интерес Европейское сообщество проявляет к созданию дискуссионных платформ по обмену научно-технической информацией и опытом в области сырья и вторичных ресурсов. Одним из таких примеров может служить российско-германский сырьевой форум ***„Deutsch-Russische Rohstoff-Forum“*** или российско-немецкое энергетическое агентство ***«RUDEA».***

В Швейцарии более 15 лет проводится всемирный форум ресурсов ***„World Resources Forum”.*** На первый взгляд может показаться, что возможности активного участия со стороны Швейцарии относительно редких металлов ограничены, однако, несмотря на то, что сама Швейцария не располагает месторождениями редких металлов, имеется много причин, из-за которых Швейцария все чаще выступает за устойчивое использование редких металлов. Во-первых, Швейцарская Конфедерация, страна постиндустриального общества, напрямую зависит от технологий будущего ***«Zukunftstechnologie»***, в которых редкие металлы играют важную роль. Во-вторых, поскольку уже сейчас в Швейцарии довольно широко используют ***„high technology“***, в таких отраслях промышленности, как машиностроение, металлургия и радиоэлектроника, в которых применяются соединения редких металлов, поэтому Швейцария несет косвенную ответственность за экологические и социальные последствия глобальной деградации сырьевых ресурсов в других странах. В третьих, следует принимать во внимание, что Швейцария, может внести существенные знания в международное исследовательское сообщество, в развитие отраслей, где наиболее часто используются редкие металлы (наноиндустрия, порошковая металлургия, фармацевтика, ядерная энергетика), содействуя укреплению устойчивого развития в области использования ресурсов и передаче наилучших доступных технологий ***(BREF).*** Так, например, Швейцария поддерживает ряд развивающихся стран, таких как - Китай, Индия, Южная Африка, Перу и Колумбия - в создании экологически безопасных и ресурсосберегающих систем утилизации электронных отходов ***(WEEE).*** Развивая международное сотрудничество по инициативе ООН «Решение проблемы электронных отходов" ***(StEP)*** и в рамках реализации Базельской конвенции, Швейцария использует свои знания как пионер в области переработки – электронного и электротехнического оборудования. Начиная, с 2003 г. Государственный Секретариат Швейцарии по экономике ***(SECO)*** внес более 5 млн. швейцарских франков в международное партнерство для создания экологическиориентированной и эффективной системы ресайклинга электронных отходов в развивающихся странах с целью возврашения редких элементов в хозяйственный оборот. В июне 2009 г. Швейцария поддержала международную «Инициативу прозрачности добывающих отраслей» ***(ИПДО),*** которая сегодня приобретает форму массового движения в странах, богатых минеральными ресурсами [6].

В 2011 г. на всемирном форуме ресурсов в Давосе, кафедра ОПИ и ИЭ, НИ ИрГТУ установила научные контакты с Федеральной политехнической школой Лозанны ***(EPFL)*** и с Фондом развития редких металлов ***(ESM).*** Настоящее партнерство между кафедрой ОПИ и ИЭ и швейцарскими партнерами осуществляется в ключе подготовки совместных

международных проектов в рамках 7 рамочной программы ***(FP7)*** по направлению «Нанонауки, нанотехнологии, материалы и новые производства». Дальнейшая кооперация будет направлена на инновационное развитие ресурсосберегающих технологий в области извлечения редких металлов из альтернативных источников: техногенных отвалов, шахтных вод и гидроминеральных ресурсов и их применение в порошковой индустрии. Данная инициатива откроет российским и швейцарским ученым перспективы для более тесного взаимовыгодного сотрудничества и для обмена передовыми методами и технологиями.

Список использованных источников

1. Косынкин В.Д., Глебов В.А. Возрождение российского производства редкоземельных металлов – важнейшая задача отечественной экономики: Международная конференция «Функциональные наноматериалы и высокочистые вещества», г. Суздаль, Россия, 4-8 октября 2010 г.
2. На российском рынке редкоземельных металлов // БИКИ. - 2011.- №37
3. Твердохлебова Т. В., Усова Е. А. Мировой и российский рынок редких металлов: текущее состояние: Проблемы современной экономики, N 4 (40), 2011
4. Научное обоснование генеральной схемы развития минерально-сырьевого комплекса Иркутской области на средне- и долгосрочную перспективу. Отчет. ИНЦ СО РАН, 2010 г.
5. Уланова О.В, Зелинская Е.В., Леонов С.Б. Выявление условий селективного извлечения металлов из природно-техногенных вод. Сб. тезисов докладов. Научные основы, методы и технологии разделения минеральных компонентов при обогащении техногенного сырья. (Плаксинские чтения).- И.: Изд-во. ИрГТУ, 1999.-124с.
6. Bleischwitz, R.; Hagelüken, C.; Lang, D.; Meißner, S.; Reller, A.; Wäger, P.: Seltene Metalle - Rohstoffe für Zukunftstechnologien. Schrift der Schweizerischen Akademie der Technischen Wissenschaften Nr. 41 (SATW Schrift Nr. 41). Zürich, 2010

ОБОСНОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ОАО «ОЛКОН» НА ОСНОВАНИИ ИХ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ

М.С. Хохуля, Е.Д. Рухленко, Т.А. Конторина

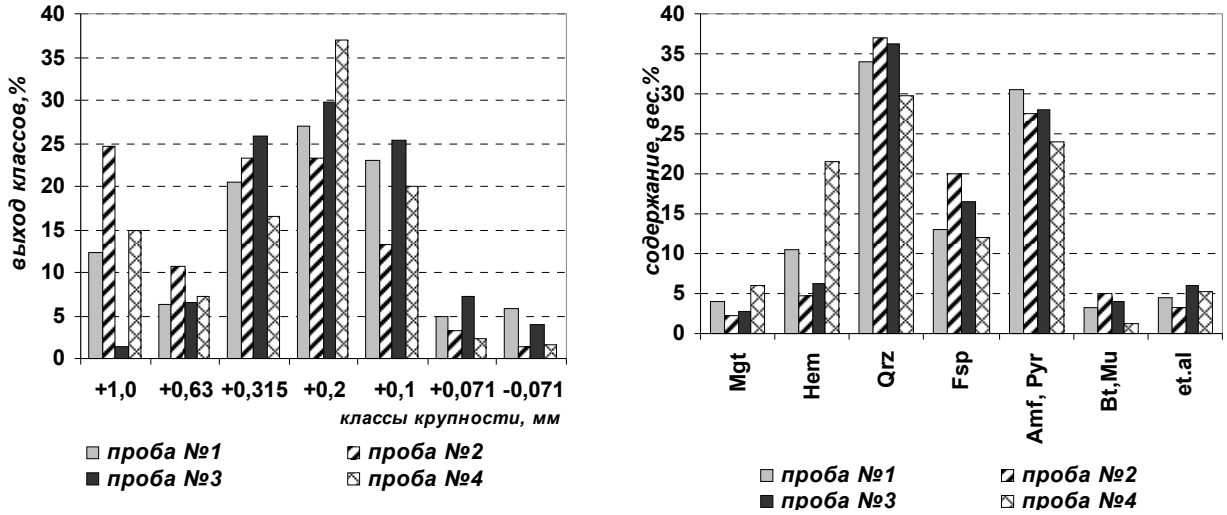
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра РАН, Россия, г. Апатиты

Одним из перспективных объектов по содержанию и запасам полезного компонента являются складированные хвосты обогащения железных руд, получаемые при реализации на ОАО «Олкон» магнитно-гравитационной технологии обогащения железистых кварцитов.

В результате многолетней деятельности предприятия сформировано хвостохранилище техногенных отходов железорудного производства, площадь которого превышает 1100 га, куда заскладировано около 430 млн. т хвостов.

Проведенные исследования 4-х технологических проб хвостохранилища с различным содержанием железа (от 7,28 до 23,24% $Fe_{общ.}$) показали, что по минеральному, гранулометрическому составу и структурным особенностям они отличаются количественным соотношением минералов, размерами зерен и интенсивностью рудной вкрапленности. Установлено, что около 80% материала сосредоточено во фракции крупностью -0,63+0,1 мм. Главным рудным минералом в изучаемых пробах является гематит, содержание которого в 2-3 раза выше магнетита, что свидетельствует о недостаточной эффективности действующей технологии, не обеспечивающей извлечение слабомагнитных минералов. Основными силикатными минералами

являются кварц, пироксены, амфиболы и полевые шпаты. Второстепенные минералы – слюды (биотит, мусковит), эпидот, гранат, хлорит, тальк (рисунок 1).



а б

Рисунок 1. Особенности вещественного состава техногенных проб: а – гистограмма распределения гранулометрического состава хвостов по классам крупности; б – характеристика минерального состава: Mgt-магнетит; Hem-гематит; Qrz-кварц; Fsp- полевые шпаты; Amf-амфиболы; Pyr-пироксены; Bt, Mu – слюды (биотит, мусковит); et.al. – прочие минералы (гранаты-андрадит, альмандин; карбонат-кальцит; эпидот; пирротин)

Особенностью этого вида сырья является не только мелко-среднезернистое строение агрегатов магнетита и гематита, но и сложные срастания рудных минералов с породообразующими.

Из-за нахождения в некоторых пробах (№2, №3) сростков гематита и магнетита с породообразующими минералами, сосредоточенными во фракциях +1 мм, для их раскрытия обоснована операция дезинтеграции.

Установлен различный характер раскрытия гематита и магнетита, заключающийся в том, что в материале крупностью -1+0,315 мм гематит представлен на 65-75% преимущественно раскрытой фазой, тогда как магнетит на 60-70% находится в сростках. Преобладающей фазой сростков является эмульсионная вкрапленность магнетита в кварце и темноцветных силикатах – амфиболах и пироксенах. Обнаружена тенденция увеличения доли свободных зерен рудных минералов до 85-90% в материале крупностью -0,1 мм.

Наиболее характерной фазой нераскрытого гематита являются включения его в силикатах в виде идиоморфных кристаллов. Также характерны включения гематита уплощенного и удлиненного облика, выделяющиеся в виде цепочек в кварце. Размер включений гематита обычно варьирует от 60 до 20 микрон (рисунок 2).

Для магнетита характерно большое морфологическое разнообразие. При этом преобладающей фазой сростков являются тонкораспыленные идиоморфные, полигональные агрегаты, а также ксеноморфные выделения магнетита в кварце и темноцветных силикатах – амфиболах, пироксенах, слюдах, гранатах. Размер таких образований варьирует от 1-2 до 60-70 микрон.

На основании различий в значениях плотности рудных и породообразующих минералов, низкой удельной магнитной восприимчивости гематита разработана ресурсосберегающая гравитационная технология получения железного концентрата из пробы №1, содержащей более 14% $Fe_{общ.}$ (средняя по количеству общего железа). Она предусматривает использование винтовой сепарации и концентрации на столах с последующим доизмельчением промпродукта винтовой сепарации и его обогащением комбинированным магнитно-гравитационным методом, что

позволяет выделить общий железный концентрат, содержащий 65,7% $Fe_{общ.}$ при его выходе 11,2% и извлечении около 51% $Fe_{общ.}$ (рисунок 3).

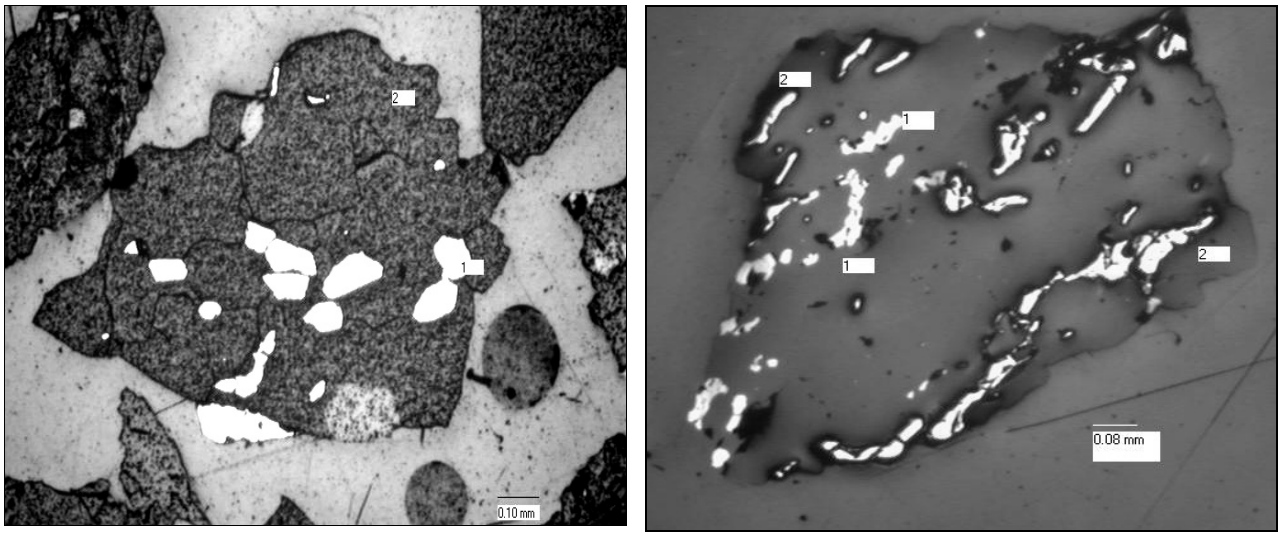


Рисунок 2. Зерна гематита (1) идиоморфного облика, образующие «цепочки» в кварце (крупность -1,0+0,63 мм). Искусственный аншлиф

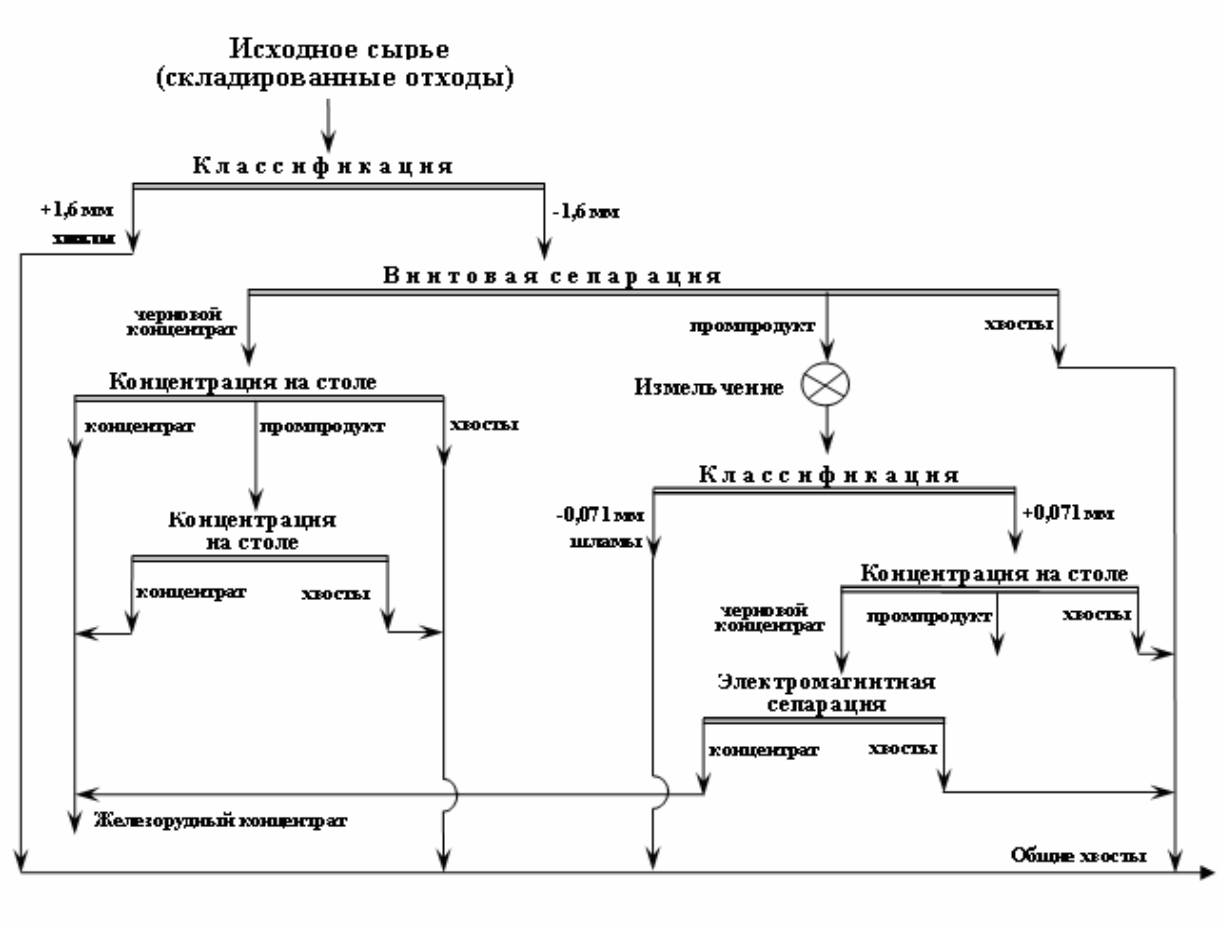


Рисунок 3. Рекомендуемая технологическая схема переработки складированных хвостов

Снижение технологических показателей разделения отмечается при более низком содержании $Fe_{общ.}$ В этом случае получены концентраты содержащие от 55% $Fe_{общ.}$ при извлечении 40,1% (проба №2 - $Fe_{общ.}$=7,28%) до 63,3% при извлечении 48% (проба №3- $Fe_{общ.}$=10,14%).

Рассмотрена возможность получения кварцевого продукта из легких и немагнитных фракций различных операций схемы (хвосты винтовой сепарации, концентрации на столе, хвосты электромагнитной сепарации) с содержанием около 90% SiO_2 и не более 3% $Fe_{общ.}$, что предполагает использование его после соответствующей доводки как в промышленности строительных материалов, так и в производстве отдельных видов стекла и керамики.

Предварительная технико-экономическая оценка переработки складированного техногенного сырья ОАО «Олкон» показывает, что реализация данной технологии обеспечивает получение более 1,1 млн. т железного концентрата при производительности предприятия по исходному питанию 10 млн. т в год.

ИННОВАЦИОННЫЕ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ РЕАЛИЗАЦИИ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ РОССИИ НА ПРИМЕРЕ ПРОЕКТА ЭФФЕКТИВНОГО ОСВОЕНИЯ БАДДЕЛЕИТ-АПАТИТОВЫХ ОТХОДОВ ОАО «КОВДОРСКИЙ ГОК»

Е.М. Шендерович, К.Б. Кузьмин

ЗАО «Механобр инжиниринг», Россия, г. Санкт-Петербург

Ежегодно из недр извлекаются миллионы тонн различных горных пород, из которых полезно используется (при первичной обработке) около половины, а остальная часть идет в отвалы, занимающие огромные земельные угодья и являющиеся одним из мощных источников ухудшения экологической обстановки.

В металлургической отрасли накоплены миллиарды тонн отходов производства, в том числе «хвостов» обогатительных фабрик.

Только в цветной металлургии на 01.01.1990 г. количество накопленных «хвостов» составило свыше 3 млрд. тонн, а в черной металлургии количество «хвостов» достигает 5 млрд. тонн.

Образованные отходами хвостохранилища являются новыми техногенными образованиями, которые содержат большое количество полезных компонентов. Использование этих образований (вторичная обработка) позволит на 20-25% расширить минерально-сырьевую базу и повысить рентабельность разрабатываемых месторождений.

Поэтому одной из основных задач действующих горно-обогатительных комбинатов является не только рациональное использование природных ресурсов, но и эффективное управление образующимися отходами, что позволит получить дополнительную товарную продукцию и ликвидировать зоны экологической опасности, т.е. вторичная обработка техногенных ресурсов предприятий экономически, технологически и экологически целесообразна.

В докладе на примере деятельности Открытого акционерного общества «Ковдорский горно-обогатительный комбинат» (ОАО «Ковдорский ГОК») приводятся результаты реализации в 2002-2010 гг. **инновационного проекта «Сохранение и освоение техногенных месторождений Кольского горнопромышленного комплекса»**, направленного на вовлечение в промышленную переработку техногенного месторождения бадделеит-апатитового минерального сырья.

За период эксплуатации магнито-обогатительной фабрики (МОФ) с 1960 по 1982 годы хвосты обогащения сформировали техногенное месторождение, которое представлено двумя участками: юго-восточным (площадь 1504 тыс. $м^2$, мощность до 30 м) и северо-западным (площадь 342 тыс. $м^2$, мощность около 15 м). Среднее содержание ценных компонентов составляет: P_2O_5 – 10,7%, ZnO_2 – 0,27%, содержание расчетного класса крупности 0,074 мм более 50%.

Тонкие пески техногенного месторождения – сложный и труднообогатимый минеральный комплекс, сформированный в результате складирования, прошедший стадию сегрегации по высоте залежи основных минералов (апатит, кальцит, форстерит, бадделеит), содержащий остаточные соединения флотореагентов и продуктов их взаимодействия и разложения.

Технология переработки исходного техногенного сырья принята в соответствии с «Технологическим регламентом на проектирование комплекса по обогащению тонкозернистых хвостов техногенного месторождения», разработанным ГОИ КНЦ РАН, ОАО «Ковдорский ГОК», а также с учетом базовой гравитационной схемы фирмы «Cetco».

Работы по проектированию нового автономного комплекса для переработки техногенного месторождения, а также проект модернизации действующего производства по получению бадделеитового концентрата, выполнены ЗАО «Механобр инжиниринг».

Строительство и ввод в эксплуатацию нового производства по переработке песков мощностью до 5 млн. т в год было закончено в 2007 г.

В результате многовариантной проработки в проекте комплекса предусмотрено не только применение современного оборудования, но и реализация ряда принципиально новых идей, учитывающих специфику перерабатываемого сырья (тонкий грансостав, влажность, слеживаемость, смерзаемость и т.д.).

Вновь проектируемый комплекс включает в себя следующие сооружения:

1. Вновь проектируемое отделение приема и крупного дробления песков с конвейерным транспортом дробленых песков в отделение промывки.
2. Отделение промывки дробленых песков с операциями классификации, конвейерного и гидротранспорта продуктов промывки.
3. Отделение магнитной сепарации, обесшламливания, доизмельчения, немагнитной фракции, которое размещено в корпусе АБОФ, с гидротранспортом магнитного продукта в ПНС-1 и далее на МОФ.
4. Отделение гравитационного обогащения с получением грубозернистого и тонкозернистого черновых бадделеитовых концентратов.

Разработанные решения по размещению основных переделов комплекса и принятое к установке современное оборудование ведущих фирм позволяют минимизировать объемы строительно-монтажных работ, упростить и повысить надежность систем конвейерного и гидротранспорта продуктов переработки, запустить новое производство в кратчайшие сроки.

В ходе промышленной реализации проекта было большое внимание уделено вопросам экологической безопасности.

Высокое качество проекта отмечено в экспертном заключении Государственной вневедомственной экспертизы.

В докладе приведены данные о масштабе реализации проекта, его технико-экономической эффективности, а также экологической и социальной эффективности за период 2002-2010 гг.

Впервые в Российской Федерации осуществлен масштабный промышленный проект по вовлечению в повторную переработку сырья техногенного апатит-бадделеитового месторождения, обеспечившего глубокое извлечение апатита и бадделеита с получением дополнительной товарной продукции: апатитового концентрата 5,72 млн. т, бадделеитового – 26,6 тыс. т. Суммарная валовая прибыль за период переработки техногенного сырья – 5,87 млрд. руб.

Реализованный комплекс работ, включающий разработку технологии обогащения, проектирование, строительство и освоение промышленного производства указанного сырья, является уникальным для отечественной и мировой практики.

Полученные результаты позволяют сделать вывод о целесообразности расширения практики утилизации техногенных месторождений горнорудных предприятий С-З и в целом по России с получением дополнительной товарной продукции и развитием нетрадиционных производств.

Предварительно должен быть создан кадастр техногенного сырья по отраслям с учетом его эксплуатационных свойств и экономической ценности на внутреннем и внешнем рынках.

РАЗРАБОТКА СПОСОБА ВЫДЕЛЕНИЯ СМЕКТИТСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ ИЗ СУСПЕНЗИИ ХВОСТОХРАНИЛИЩА ОФ №1 ЛГОКА ОАО «СЕВЕРАЛМАЗ»

В.А. Чантурия [1], Г.П. Двойченкова[1], А.С. Тимофеев[1], В.В. Коленченко[2], А.В. Ямов[2], Е.Н.Чернышева[3]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва
[2]ОАО «Севералмаз»
[3] Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение «Московский государственный горный университет», Россия, г. Москва

В процессе обогащения кимберлитов на ОФ№1 Ломоносовского ГОКа ОАО «СЕВЕРАЛМАЗ» легкая фракция в виде пульпы сбрасывается в хвостохранилище, причем количество твердого в ней изменяется в широких пределах в зависимости от состава пород. При этом гигроскопический смектит, находящийся в пульпе во взвешенном состоянии, затрудняет осветление водной среды, что препятствует эффективности процесса оборотного водоснабжения.

Результатами исследований, выполненных в лабораториях ИПКОН РАН и НИГП АК «АЛРОСА», установлено:

- Шламсодержащие суспензии из объёма хвостохранилища ОФ№1 ЛГОКа в основном состоят из вторичных минералов, ассоциацию которых можно охарактеризовать как доломит-смектитовую;
- Преобладающими минералами в суспензиях являются минералы смектитовой группы. Чрезвычайно высокая дисперсность этих минералов, способность к внутрикристаллическому набуханию заведомо обусловливают низкую скорость осаждения дисперсии (шламов);
- Из неглинистых минералов в пульпе преобладают доломит (9%), кварц (8%) и кальцит (2%), остальные минералы содержатся в виде незначительных примесей в количестве около 1%.

Таким образом, шламсодержащие суспензии из объема хвостохранилища характеризуются высоким (более 200г/л) содержанием шламов, представленных смесью смектитовых минералов, имеющих высокую сорбционную способность по отношению к водной фазе и способных увеличиваться (разбухать) в объеме хвостохранилища в 10-20 раз (сапониты) и в 200-400 раз (вермикулиты). Данный факт создает угрозу зарастания хвостохранилища, остановки технологического процесса и обострения экологических проблем.

Учитывая опыт работ ИПКОН РАН в этом направлении, для решения вышеперечисленных проблем авторами разработан и испытан электрохимический кондиционер барабанного типа (сепаратор) для реализации комбинированных электрофоретических и электрохимических воздействий, принципиальная схема которого приведена на рисунке 1.

Разработанная конструкция сепаратора позволяет одновременно реализовать несколько видов электрохимических воздействий на смектитсодержащие суспензии:

- при подаче положительного потенциала на барабан извлекать смектитсодержащие минералы (сапонит, вермикулит) в концентрат для их последующей реализации;
- интенсифицировать процесс осаждения оставшихся минеральных частиц за счет их электрохимической обработки, выполненной одновременно с процессом извлечения смектитов и обеспечить возврат осветленной части слива (с содержанием мелкой взвеси от 0,5 до 30г/л) в технологический процесс без дополнительного применения реагентов;
- обеспечить эффективность проведения процесса за счет максимального увеличения доли электрофоретических воздействий на смектитсодержащие суспензии применением в качестве определяющего параметра процесса потенциал поверхности барабана. Данное

решение позволяет снизить до минимума необходимость токовой нагрузки и в несколько раз сократить расход электроэнергии, обеспечить промышленную реализацию комбинированных электрофизических и электрохимических воздействий на обрабатываемые суспензии.

Проведенные проверочные испытания действующей модели сепаратора показали его функциональную способность.

Результаты выполненных экспериментов, представленные на рисунке 3, показывают стабильность высокого извлечения глинистых шламов методом электрохимической сепарации из исследуемых суспензий хвостохранилища. Степень очистки слива (хвостов сепарации) достигает 87,1% практически во всех экспериментах.

На рисунке 4 представлены результаты экспериментального изучения кинетики процесса извлечения смектитовых минералов на барабан сепаратора.

Анализ полученных данных показал, что основная масса смектитсодержащих минералов извлекается за 4 минуты и составляет 80,3% от их общего содержания в исходном материале.

Таким образом, по результатам комплекса исследований, выполненных на данном этапе, установлено:

1. Естественное отстаивание исходных проб смектитсодержащих суспензий хвостохранилища ОФ№1 ЛГОКа практически не изменяет границы их осветления;
2. Предложенный метод электрофоретической сепарации позволяет стабильно извлекать глинистые шламы из смектитовых суспензий хвостохранилища, при этом степень очистки слива (хвостов сепарации) достигает 87,1%;
3. Основная масса смектитовых минералов методом электрохимической сепарации извлекается за 4 минуты и составляет 80,3% от общего выхода концентрата.

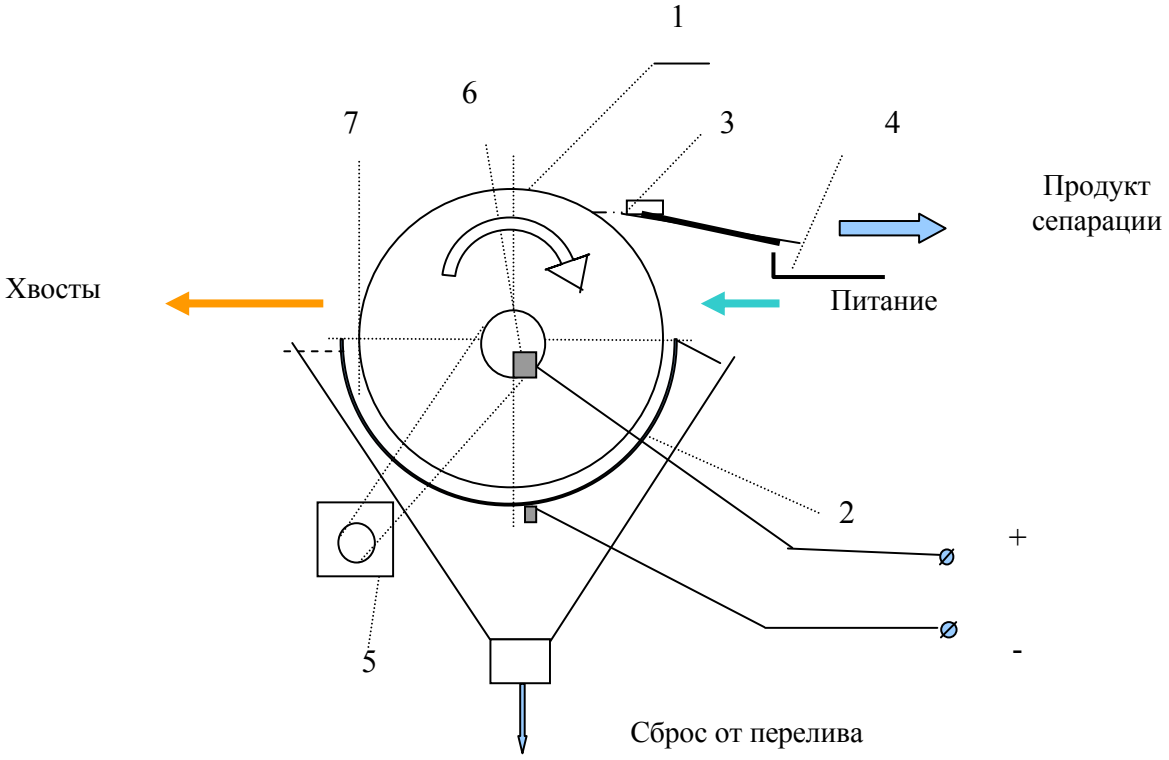
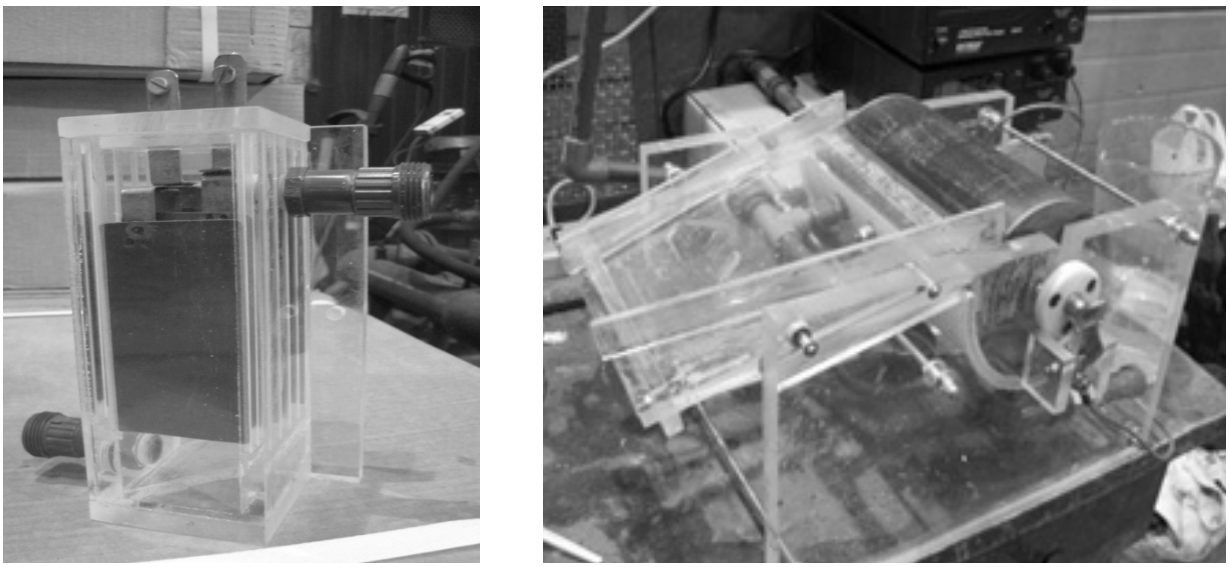


Рисунок 1. Принципиальная схема электрохимического сепаратора для извлечения смектитовых минералов из шламсодержащихсуспензий: 1 - барабан; 2 - ванна; 3 - очищающий скребок; 4 - разгрузочный лоток; 5 - привод; 6- токосъемник; 7 - питающая полость



А Б

Рисунок 2. Действующие модели сепараторов для обработки смектитсодержащихсуспензий: А - Электродный блок с плоскими электродами; Б - электрохимический сепаратор барабанного типа

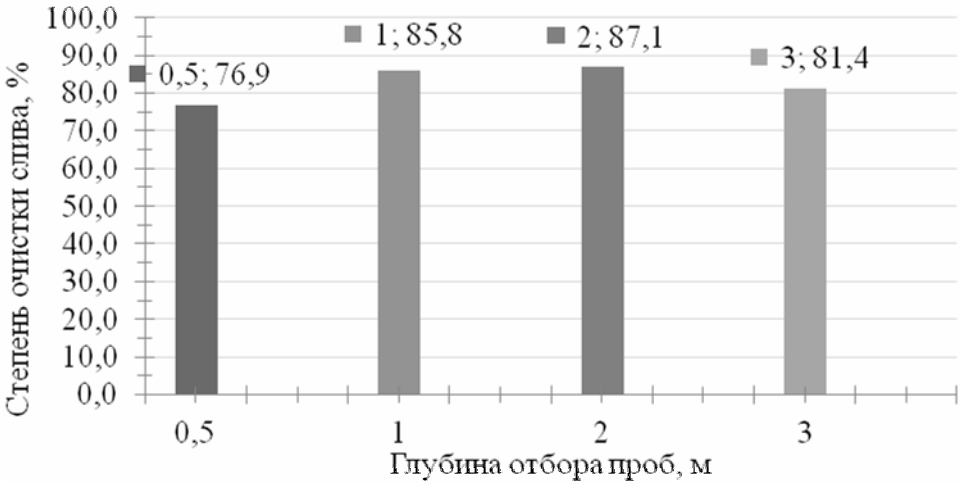


Рисунок 3. Степень очистки слива - хвостов электрофоретической сепарации исследуемых проб

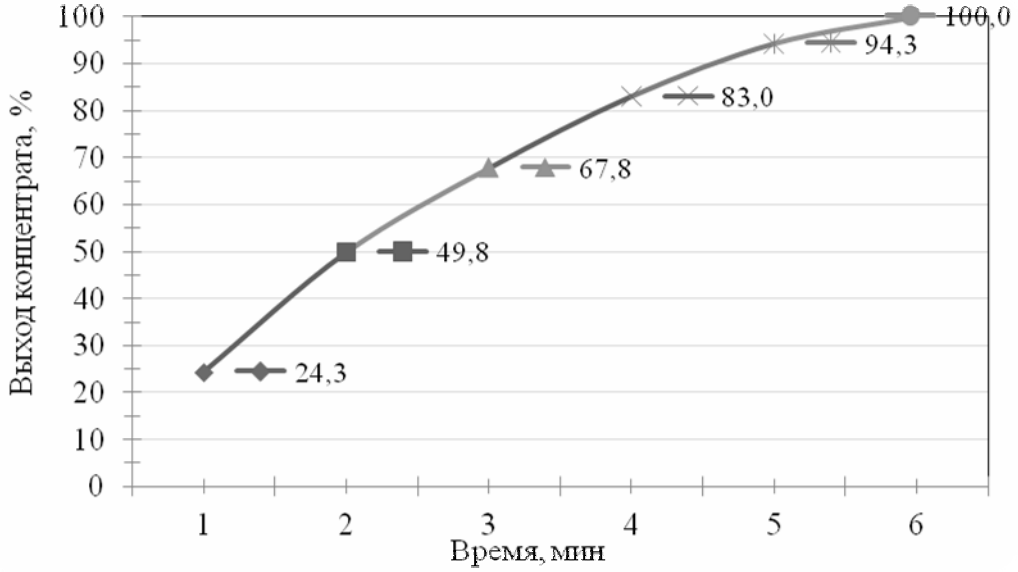


Рисунок 4. График кинетики выхода концентрата с барабана сепаратора

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ в рамках комплексного проекта № 2010-218-01-001 по созданию высокотехнологичного производства с участием высшего российского учебного заведения.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ АПРОБАЦИЯ МЕТОДА ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ОСВЕТЛЕНИЯ СМЕКТИТСОДЕРЖАЩИХ СУСПЕНЗИЙ ХВОСТОХРАНИЛИЩА ОФ№1 ЛОМОНОСОВСКОГО ГОКА

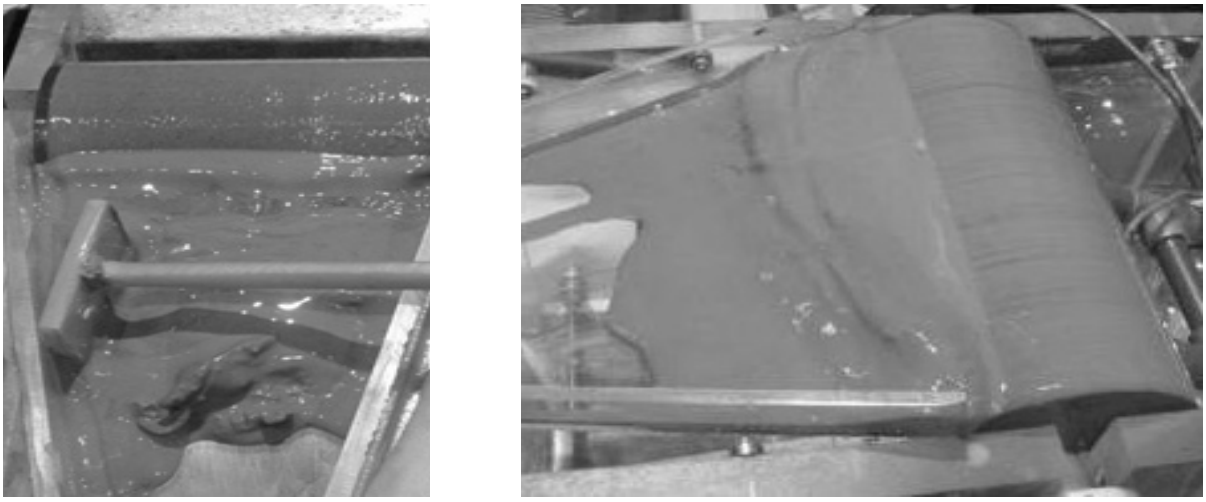
В.А. Чантурия[1], Г.П. Двойченкова[1], В.Г. Миненко[1], А.И. Каплин[1], А.С. Тимофеев[1], Г.Х. Островская[1], Ю.Л. Самофалов[2]

[1]Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН), Россия, г. Москва
[2]ОАО «Севералмаз»

Выполнены стендовые испытания комбинированных электрохимических и электрофоретических воздействий на смектитсодержащие суспензии хвостохранилища ОФ №1 ЛГОКа. Установлена эффективность применения разработанного сепаратора по двум направлениям:

- применение сепаратора с положительно заряженным барабаном позволяет извлекать в концентрат до 80% смектитовых минералов монтмориллонитовой группы для их последующей реализации. При этом происходит интенсификация процессов осаждения и уплотнения оставшихся в хвостах сепарации минеральных частиц,
- применение сепаратора с отрицательно заряженным барабаном позволяет получать из исходных шламсодержащих суспензий до 40% осветленного слива с содержанием твердого до 0,5 г/л. При этом в хвостах сепаратора остается сгущенная (обезвоженная) глинистая масса.

В проточном режиме проведения экспериментов исследуемая суспензия непрерывно поступает в ванну работающего сепаратора. При этом постоянно производится выделение смектитовых минералов за счет их притяжения к барабану. Снятие выделенных минералов проводится при помощи скребка (рисунок 1).



А **Б**

Рисунок 1. Извлечение глинистых частиц в электрохимическом сепараторе

Результаты экспериментов представлены на диаграммах рисунка 2.

Результатами выполненных экспериментов установлено, что выделение глинистых шламов методом электрофоретической сепарации в условиях ОФ №1 позволяет извлекать до 82% глинистых минералов.

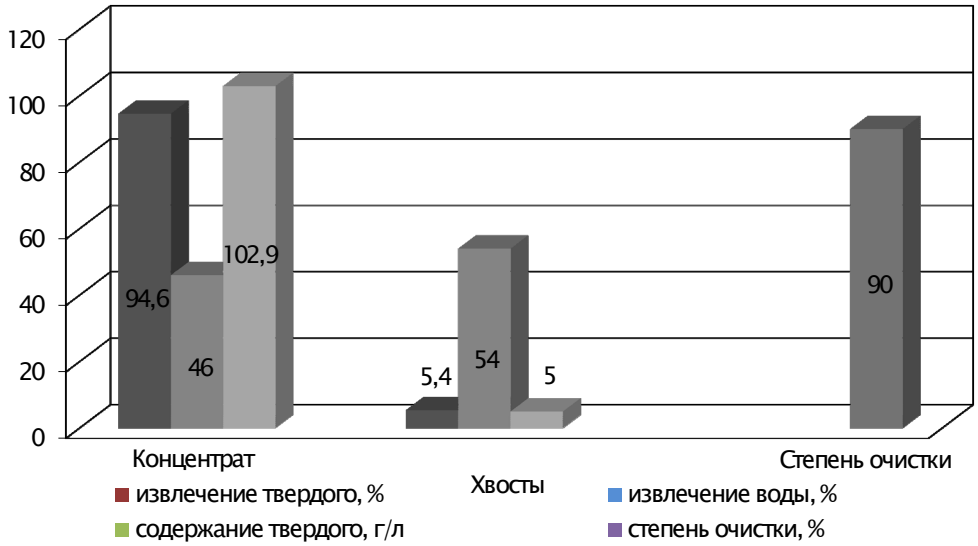


Рисунок 2. Распределение продуктов электрохимической сепарации и их показатели

В результате применения данного метода за счет комплексных электрохимических и электрофоретических воздействий происходит выделение основной части смектитовых минералов на барабане сепаратора с положительным зарядом (концентрат сепарации). Данный продукт содержит смесь ценных сапонитсодержащих компонентов и подлежит последующей реализации. Хвосты сепарации подвергаются электрохимическим воздействиям и вследствие этого приобретают достаточно высокую скорость осаждения и последующего уплотнения в объеме хвостохранилища.

В процессе выполнения рассматриваемого комплекса испытаний основным параметром процесса, определяющим его технологическую эффективность, является величина положительного

заряда извлекающего барабана, что обусловлено противоположным зарядом смектитовых частиц, образующих шламсодержащую суспезнзию.

При выполнении стендовых испытаний апробирован второй вариант использования разработанного метода, который заключается в смене полярности (заряда) барабана. На барабан подается отрицательный заряд, при определенной величине которого из суспензии извлекается водная фаза, а глинистый материал (смектитовые минералы) остается в виде хвостов в ванне сепаратора. Данный способ представляет метод извлечения свободной водной фазы из смектитсодержащих суспензий хвостохранилища ОФ №1 Ломоносовского ГОКа, при использовании которого на барабан отрицательного заряда извлекается жидкая фаза, а твердая фаза накапливается на дне положительно заряженной ванны сепаратора (рисунок 3).

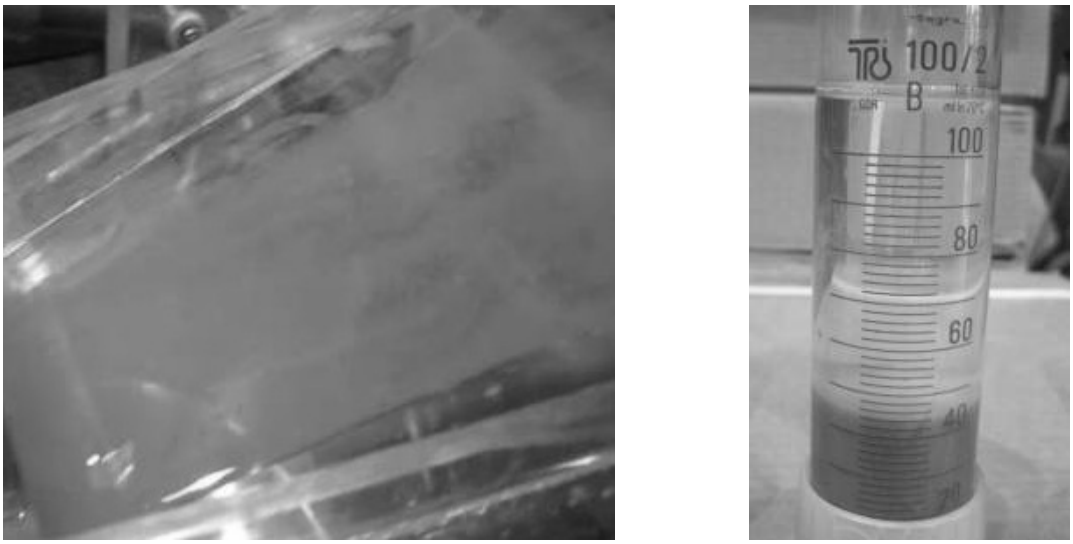


Рисунок 3. Жидкая фаза, извлекаемая из суспензии при использовании электрофоретического сепаратора с отрицательно заряженным барабаном

Средние результаты выполненного комплекса испытаний представлены на рисунке 4.

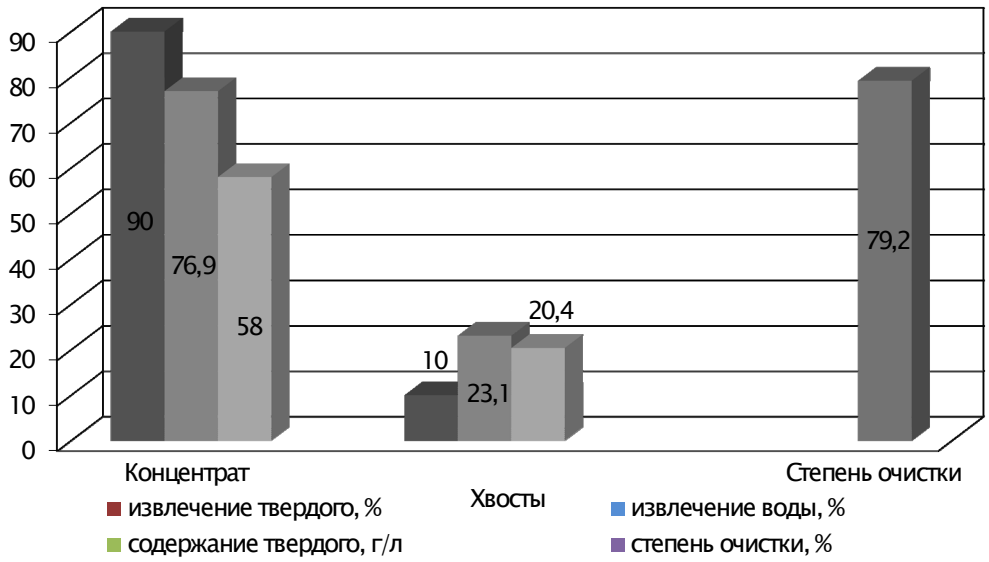


Рисунок 4. Изменение выхода и качества осветленного слива с барабанного сепаратора в условиях оптимальных параметров обработки

Таким образом, результатами апробации в условиях ОФ №1 ЛГОКа установлена возможность интенсификации процессов извлечения и осаждения шламов из суспензии хвостохранилища фабрики ОПУ 1 Ломоносовского ГОКа по следующим направлениям:

- применение электрофоретического сепаратора с положительно заряженным барабаном позволяет извлекать в концентрат до 80% минералов монтмориллонитовой группы для их последующей реализации. При этом происходит интенсификация процессов осаждения и уплотнения оставшихся в хвостах сепарации минеральных частиц,
- применение электрофоретического сепаратора с отрицательно заряженным барабаном позволяет получать из исходных шламсодержащих суспензий до 40% осветленного слива с содержанием твердого до 0,5 г/л. При этом в хвостах сепаратора остается сгущенная (обезвоженная) глинистая масса.

Полученные результаты подтверждены соответствующими актами и приняты к последующей разработке с целью внедрения в действующую схему ОФ№1 Ломоносовского ГОКа. Предлагаемая принципиальная схема реализации электрофоретического способа выделения смектитовых минералов из суспензии хвостохранилища ОФ№1 ЛГОКа приведена на рисунке 5.

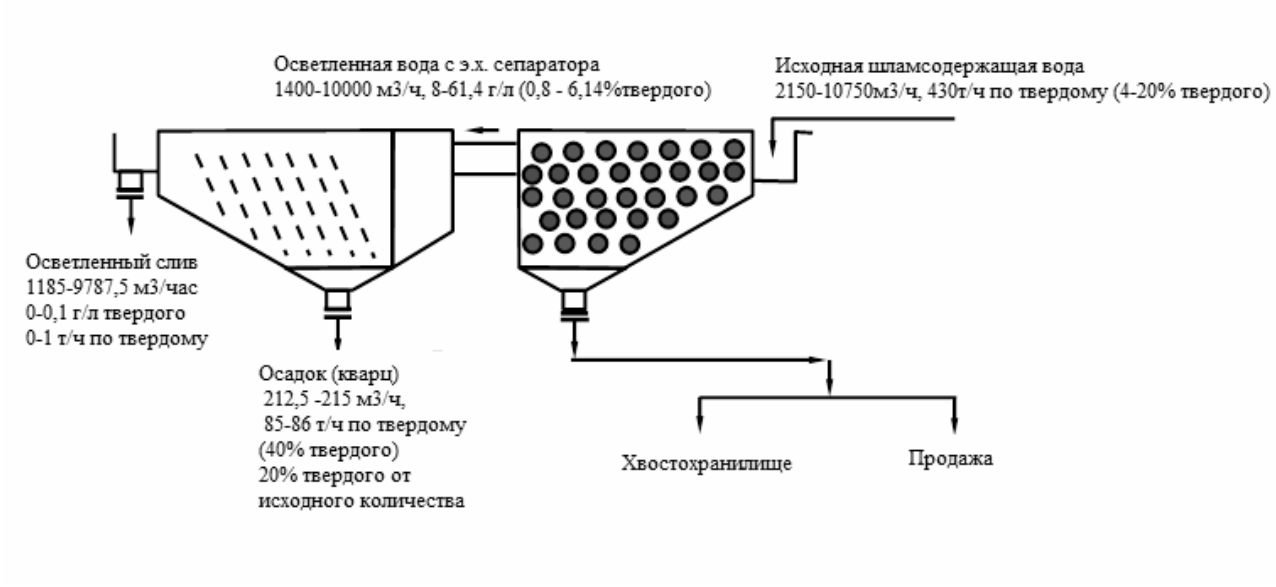


Рисунок 5. Предполагаемая принципиальная технологическая схема обесшламливания водных систем Ломоносовского ГОКа с применением электрохимической сепарации и пакетных сгустителей

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ в рамках комплексного проекта № 2010-218-01-001 по созданию высокотехнологичного производства с участием высшего российского учебного заведения

АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

Абдыкирова Г.Ж. 301
Абдыкирова Г.Ж. 136
Авербух А.В. 31
Адамов Э.В. 149
Азбель Ю.И. 39
Аксёнова Г.Я. 35
Александров А.В. 301
Александрова Т.Н. 37, 63, 84, 346
Алексеева С.А. 106, 107, 214
Андреев С.Н. 42
Андронов Г.П. 236
Ануфриева С.И. 238, 264
Арсентьев В.А. 39, 40, 296
Артеменко Т.В. 118
Астахова Ю.М. 40, 147
Баатархуу Ж. 241
Балакина И.Г. 80
Баликов С.В. 300, 315
Баранов В.Ф. 12
Бармин И.С. 227
Баюрова Ю.Л. 267, 329
Бектурганов Н.С. 151, 259, 301
Белик М.Н. 69
Белобородов В.И. 236
Белогуб Е.В. 159
Бескровная В.П. 156
Блехман И.И. 39
Богданович А.В. 243
Богидаев С.А. 154
Богомяков Р.В. 298
Богородский А.В. 315
Богородский Е.В. 300
Богудлова А.И. 156
Бокарева В.А. 356
Бондарев А.А. 42
Бортников А.В. 115
Бортникова М.Л. 244
Борцов В.Д. 197
Бочаров В.А. 42, 246
Бочарова И.М. 159
Бочкарев Г.Р. 247
Бричкин В.Н. 157
Бубнова Т.П. 43, 122, 276
Бунин И.Ж. 230
Бурдуков А.П. 140
Вайсберг Л.А. 12, 46
Васильев А.М. 243
Васильков В.Б. 39
Вейс Б.Т. 303
Вещев Е.Н. 313
Вигдергауз В.Е. 159, 177
Викулов В.И. 328
Власов И.А. 31, 268
Власов Н.Г. 104
Войлошников Г.И. 156, 253
Войтеховский Ю.Л. 46
Волкова Н.А. 24
Волобаев И.В. 92
Волобаев И.И. 92
Воробьев А.Е. 167
Воронова О.В. 161, 257
Газалеева Г.И. 49
Ганбаатар З. 52
Гапчич А.О. 204, 207
Гершенкоп А.Ш. 55, 306
Гетман В.В. 204, 207
Гзогян С.Р. 56
Гиренко И.В. 118
Глухова Н.И. 184
Голиусова И.В. 303
Горбачева Т.Т. 333
Горлова О.Е. 308
Горячев Б.Е. 59, 164
Григорьев С.Г. 283
Гришкин Н.Н. 61
Гришкина Е.В. 61
Громова Н.К. 194
Гумениченко К.М. 107
Гурман М.А. 63
Гусаков М.С. 311
Далатказин А.А. 40
Данилевская Л.А. 250, 276
Двойченкова Г.П. 286, 369, 372
Дегодя Е.Ю. 289
Дементьев А.П. 113
Джантасова Д.Д. 317
Дмитриев С.В. 39
Домрачева В.А. 313
Дэлгэрбат Л. 52
Дюбченко В.А. 66, 68
Евдокимов А.В. 253
Евдокимова Г.А. 306
Едильбаев А.И. 253
Емельянов Ю.Е. 275, 315
Епифоров А.В. 315
Еранская Т.Ю. 348

Ерденова М.Б. 262
Ержанова Ж.А. 151
Ефименко С.А. 69, 317
Жмодик С.М. 19
Жукова В.Е. 71
Заботнина М.В. 159
Завёрткин А.С. 255
Залкинд О.А. 306
Замотин П.А. 265
Захарова И.Б. 236
Згонник П.В. 358
Зелинская Е.В. 24
Зимбовский И.Г. 233
Золотарев Ф.Д 315
Зубенко И.А. 327
Зубков А.А. 167, 319
Зублюк Е.В. 71
Ибраева Г.М. 301
Иванов С.П. 49
Иванова В.А. 321
Иванова Т.А. 194, 233
Игнаткина В.А. 42, 169, 246
Ильина В.П. 73
Инина И.С. 73
Иоспа А.В. 74
Калдыбаева Ж.А. 151
Каменева Е.Е. 78
Каплин А.И. 372
Каркешкина А.Ю. 80
Квятковский С.А. 259
Кевлич В.И. 127
Киенко Л.А. 161, 257
Ким Д.Х. 26
Кириллова Е.А. 143
Кирюков В.В. 358
Киселева А.А. 109
Климовская Е.Е. 73
Ковалевский В.В. 81
Коваленко К.А. 247
Коваль Л.И. 46
Кожахметов С.М. 259
Козлов А.П. 16
Койжанова А.К. 262
Коленченко В.В. 369
Колташев Д.В. 212
Комаровский В.Л. 42
Кондратьев С.А. 171, 174
Коновалов Г.Н. 80
Конторина Т.А. 364
Копорулина Е.В. 121, 204, 230
Копылова Н.В. 315
Корнева Е.А. 329
Коровников А.Н. 46
Короткий В.М. 271
Коротких И.А. 286
Корчевенков С.А. 84
Котова О.Б. 21
Краснов Г.Д. 86
Кривоконева Г.К. 74, 89
Крылова Л.Н. 149, 311
Кузас Е.А. 265
Кузнецов С.К. 351
Кузнецова И.Н. 159
Кузьмин К.Б. 367
Кузьминых В.М. 19, 327
Куимова Н.Г. 323
Куленова Н.А. 197
Кунилова И.В. 177
Курков А.В. 80
Кусков В.Б. 115, 180, 358
Кускова Я.В. 180
Лавриненко А.А. 184, 186
Лавриненко Е.Н. 92
Лайнер Ю.А. 264
Лапин Е.В. 186
Лащук В.В. 356
Левченко Е.Н. 96
Лезова С.Н. 227
Леусова Н.Ю. 109
Линёв Б.И. 189
Литвинова Н.М. 298
Лихникевич Е.Г. 264
Лобанов В.Г. 265, 267, 328
Лосев Ю.Н. 264
Лыгина Т.З. 98
Львов В.В. 115
Львов Е.С. 100
Мазухина С.И. 333
Макавецкас А.Р. 42
Макаров Д.В. 159, 267, 329, 333, 356
Маковская О.Ю. 267
Максимов Г.Л. 201
Максимова В.В. 333
Маляров П.В. 5
Мамонов С.В. 191
Маслобоев В.А. 333
Маслобоева С.М. 335
Матвеев А.И. 100, 279
Матвеева Т.Н. 194
Матушкина А.Н. 268
Маусымбаева А.Д. 69, 317
Мезенин А.О. 39

Мелентьев Г.Б. 271, 319, 338
Мельник Н.А. 341
Мельников К.Е. 267
Миненко В.Г. 121, 372
Мирошникова А.П. 197
Митрофанова Г.В. 321
Михеев Г.В. 154
Мишурина О.А. 199
Морозов В.В. 52, 227
Морозова Т.А. 106, 107, 214
Мудрых Н.А. 289
Музгина В.С. 253
Муллина Э.Р. 199
Муллов В.М. 253
Мусаев В.В. 201
Мухамедилова А.М. 151
Мухина Т.Н. 55
Мушкетов А.А. (мл.) 191
Мясникова О.В. 102
Набиуллин Ф.М. 328
Намуунгэрэл Б. 241
Наумкина Н.И. 98
Начаров В.Б. 328
Недосекина Т.В. 204, 207
Незаметдинов А.Б. 358
Нерадовский Ю.Н. 46
Нестеров Д.П. 333
Никитин Р.М. 225, 354
Николаев А.А. 59, 164, 209
Николаев Ю.Л. 283
Николаева Н.В. 157
Николаева Т.С. 52
Носкова Л.П. 118
Нурахметова Г.Б. 136
Нургалиева Д.К. 246
Огрель Л.Д.211
Ожогин Д.О. 104
Ожогина Е.Г. 21, 74, 238
Олейник А.Г. 354
Орлов А.С. 286
Орлов С.Л. 40, 201
Орлова Н.И. 40, 104
Осиповская Л.Л. 262
Островская Г.Х. 286, 372
Павлова Л.М. 323
Памирский И.Э. 109
Патковская Н.А. 66, 58
Пестряк И.В. 342
Петров И.М. 211
Петров В.Ф. 345
Петров С.В. 345
Пецык П.А. 348
Подгаецкий А.В. 186
Поливанская В.В. 342
Пономарева Е.И. 262
Попова Т.В. 73
Портнов В.С. 62, 317
Потапов Д.С. 329
Потапов С.С. 329
Прокопенко А.В. 100
Прохоров К.В. 346
Пузырев В.А. 214
Пушкарева Г.И. 247
Пушкин А.А. 348
Пушной Е.А. 201
Радушев А.В. 212
Размахнин К.К. 129
Ракаев А.И. 106, 107, 214
Резник Ю.Н. 274
Римкевич В.С. 348
Рогожин А.А. 21
Рождествина В.И. 19, 109, 327
Рожков С.С. 113
Рожкова Н.Н. 113
Романчук А.И. 26
Ромашев А.О. 115
Ростовцев В.И. 215
Рубинштейн Ю.Б. 189
Рухленко Е.Д. 236, 321, 364
Рыбкин С.Г. 300
Рязанова И.И. 275
Рязанцева М.В. 218
Савари Е.Е. 26
Савченко Е.Э. 47
Савченко И.Ф. 118
Саматова Л.А. 138, 220
Самофалов Ю.Л. 372
Самуков А.Д. 115, 296
Самусев А.Л. 121
Самыгин В.Д. 223
Саркисова Л.М. 184
Сафронов А.Н. 40
Светлов А.В. 329
Светов С.А. 250
Светова Е.Н. 353
Седельникова Г.В. 26
Семушкина Л.В. 151
Сергеев В.Я. 69
Скамницкая Л.С. 43, 122, 250, 276
Скороходов В.И. 267
Скороходов В.Ф. 225, 354
Слепцова Е.С. 279
Собянина Е.В. 31
Соложенкин П.М. 335

Сорокин А.П. 19, 109, 118, 327
Софронова М.С. 211
Спиридонов П.А. 40
Старчик Л.П. 281
Суворова О.В. 356
Сукуров Б.М. 301
Сулаквелидзе Н.В. 197
Сухомлинов Д.В. 358
Танекеева М.Ш. 301
Тасина Т.И.66, 68
Татаринов А.П. 283
Тимофеев А.С. 286, 369, 372
Титов Д.В. 197
Трофимов В.А. 46
Туголуков В.А. 227
Турсунбаева А.К. 69, 317
Турысбеков Д.К. 151
Тусупбаев Н.К 151
Туяа Ц. 241
Уланова О.В. 360
Уласюк С.М. 136
Ульберг З.Р. 92
Федосеев С.М. 279
Федотов П.В. 123
Филимонова Н.М. 236
Филиппов В.Н. 351
Филиппов Л.О. 223
Филиппов М.М. 127
Филонов Н.А. 3328
Фомина Е.Н. 47
Фролов П.В. 73, 255
Хабарова И.А. 230
Хазов Р.А. 284
Харчиков А.Н. 186
Хасанов Н.И. 308
Хатькова А.Н. 129
Хафизов М.Р. 328
Хачатрян Л.С. 42, 246
Хмельницкая О.Д. 253
Хозяинов М.С. 147
Хофманн М. 360
Хохуля М.С. 364
Храмов А.Н. 131
Хрусталев А.С. 201
Цыкунова Г.В. 275, 283
Чантурия В.А. 3, 19, 286, 369, 372
Чантурия Е.Л. 121, 233
Червяков С.А. 49
Черноусенко Е.В. 106, 107, 214
Чернышева Е.Н. 369
Чертилин Б.С. 223
Чжэн Чжи Хун 311
Чижевский В.Б. 289, 291
Чижик Е.Ф. 133
Чинова Н.Б. 201
Чистякова Н.И. 89
Чихладзе В.В. 86
Чокин К..Ш. 253
Чупрова Л.В. 199
Шавакулева О.П. 291
Шадрунова И.В. 24
Шанина С.Н. 351
Шаутенов М.Р. 136
Швындина Н.В. 186
Шендерович Е.М.367
Шепета Е.Д. 138, 220
Шехирев Д.В. 223
Шийрав Г. 313
Шкиперова Г.Т. 271
Шрадер Э.А. 159, 186
Шувалова Ю.Н. 71
Шуленина З.М. 167, 319
Шулояков А.Д. 296
Шумилова Л.В. 274, 292
Щербак Л.И. 37
Щербак Л.И. 63
Щербакова З.Х. 31, 49
Щипцов В.В. 10, 276
Эрдэнэтуяа О. 342
Юсупов Т.С. 140, 143
Якушина О.А. 147
Ямов А.В. 369

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

Чантурия В.А, Маляров П.В. Обзор мировых достижений и перспективы развития техники и технологии дезинтеграции минерального сырья при обогащении полезных ископаемых…….……..…… 3

Щипцов В.В. Геолого-технологические аспекты освоения минеральных ресурсов Республики Карелия (научное и практическое видение будущего)……..……. 10

Баранов В.Ф., Вайсберг Л.А. Тенденции развития технологии и техники рудоподготовки…..... 12

Козлов А.П. Современные методы минералого-технологических исследований – основа прогнозирования и разработки высокоэффективных технологий обогащения нетрадиционного минерального сырья…….. 16

Сорокин А.П., Чантурия В.А., Рождествина В.И., Кузминых В.М., Жмодик С.М. Благородно-редкометалльное и редкоземельное оруденение в угленосных бассейнах дальнего востока…. 19

Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Рогожин А.А. Инновационные подходы к оценке качества минерального сырья……...…… 21

Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Волкова Н.А. Структурно-технологические свойства природных и техногенных вод как основа для разработки технологий их комплексной переработки…….…….… 26

Седельникова Г.В., Романчук А.И., Ким Д.Х., Савари Е.Е. Современные технологии комплексной переработки минерального сырья цветных и благородных металлов техногенных месторождений…….……... 24

СЕКЦИЯ 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ. ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ. РУДОПОДГОТОВКА И МЕТОДЫ ИХ ИНТЕНСИФИКАЦИИ

Авербух А.В., Щербакова З.Х., Власов И.А., Собянина Е.В. Минералогические особенности труднообогатимых полиметаллических руд Алтайского края на примере руды Степного месторождения……. 31

Аксёнова Г.Я. Технологическая оценка продуктов обогащения с помощью современного количественного минералогического анализа……..… 35

Александрова Т.Н., Щербак Л.И. Исследования вещественного состава углеродистых сланцев Кимканского проявления Au – Pt минерализации……...……..... 37

Арсентьев В.А., Азбель Ю.И., Блехман И.И., Васильков В.Б., Дмитриев С.В., Мезенин А.О. Интенсификация процесса сухого магнитного обогащения тонковкрапленных слабомагнитных железных руд с применением эффекта вибрационного псевдоожижения…... 39

Арсентьев В.А., Сафронов А.Н., Орлов С.Л., Спиридонов П.А., Далатказин А.А. Кид-технология производства высококачественного щебня…….……..… 40

Астахова Ю.М., Орлова Н.И. Минералого-технологические особенности окисленных марганцевых руд Сунгайского и Селезеньского месторождений…… 40

Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Хачатрян Л.С., Макавецкас А.Р., Бондарев А.А., Андреев С.Н., Комаровский В.Л. Технологические особенности колчеданных руд цветных металлов Тарньерского месторождения……. 42

Бубнова Т.П., Скамницкая Л.С. Методы анализа гранулометрического состава при обогащении кварца…… 43

Вайсберг Л.А., Коровников А.Н., Трофимов В.А. Вибрационное грохочение рудных и нерудных материалов. Инновационные разработки НПК «Механобр-техника»……..… 46

Войтеховский Ю.Л., Нерадовский Ю.Н., Коваль Л.И., Савченко Е.Э., Фомина Е.Н. Редкие металлы и редкоземельные элементы в кейвских сланцах и вопросы их извлечения…….. 46

Газалеева Г.И., Щербакова З.Х., Червяков С.А., Иванов С.П. Современные методы сверхтонкого измельчения и селективного воздействия на частицы руд и техногенных материалов…… 49

Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л., Морозов В.В., Николаева Т.С. Разработка и испытания метода опережающей диагностики вещественного состава и сортности руд на ГОКе «Эрдэнэт»….. 52

Гершенкоп А.Ш., Мухина Т.Н. Влияние минералого-технологических особенностей на технологию комплексного обогащения апатит-нефелиновых руд…….…..….. 55

Гзогян С.Р. О перспективах практического применения технологической минералогии на примере сульфидов и оксидов железа в железистых кварцитах……..…….. 56

Горячев Б.Е., Николаев А.А. Исследование электрохимического окисления галенита……..….. 59

Гришкина Е.В., Гришкин Н.Н. Выбор метода минералогического анализа титаноциркониевых россыпей……... 61

Гурман М.А., Щербак Л.И., Александрова Т.Н. Минералогическое обоснование выбора схемы обогащения руд Учаминского месторождения……..... 63

Дюбченко В.А., Патковская Н.А., Тасина Т.И. Модернизация технологии обогащения железосодержащих руд Северо-запада. Основные направления……..…….. 66

Дюбченко В.А., Патковская Н.А., Тасина Т.И. Остовно-электронная кристаллохимия как основа объяснения конституции и свойств минералов……..…. 68

Ефименко С.А., Портнов В.С., Турсунбаева А.К., Маусымбаева А.Д., Сергеев В.Я., Белик М.Н. Снижение экологических последствий добычи полиметаллических руд на основе ядерно-геофизического опробования……. 69

Жукова В.Е., Зублюк Е.В., Шувалова Ю.Н. Минералого-технологические особенности железных руд рудопроявления Скарновое…….…….. 71

Ильина В.П., Попова Т.В., Климовская Е.Е., Фролов П.В., Инина И.С. Особенности

минералого-технологических свойств серпентинитов Светлоозерского проявления как сырья для получения керамики……..…….…….. 73

Иоспа А.В., Кривоконева Г.К., Ожогина Е.Г. Влияние лейкоксенизации на качество титано-циркониевых руд……..……... 74

Каменева Е.Е. Развитие технолого-минералогических основ переработки нетрадиционных видов минерального сырья…….……..…….. 78

Каркешкина А.Ю., Курков А.В., Балакина И.Г., Коновалов Г.Н. Обоснование условий и параметров процесса обогащения, необходимых для эффективной сепарации мелкого класса крупности (–25+15 мм) урановых руд радиометрическим методом……..…… 80

Ковалевский В.В. Наноструктурирование шунгитовых пород……..……..… 81

Корчевенков С.А., Александрова Т.Н. Исследование минералогических особенностей платины из эфельных отвалов месторождения платиноидов «Кондёр»…….....……. 84

Краснов Г.Д., Чихладзе В.В. О достоверности моделирования на прессе процесса дробления в валковой дробилке высокого давления…….…… 86

Кривоконева Г.К., Чистякова Н.И. Минералогический прогноз обогатимости титано-циркониевых россыпных руд и качества потенциальной товарной продукции……..……. 89

Лавриненко Е.Н., Волобаев И.И., Волобаев И.В., Ульберг З.Р. Коллоидно-химический механизм образования золото – магнетитовых композитов и роль наноразмерных железооксидных минералов в процессе обогащения золотосодержащих руд…….. 92

Левченко Е.Н. Использование современных методов технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки редкометалльно-титановых россыпей…….. 96

Лыгина Т.З., Наумкина Н.И. Наногеообъекты и технологическая минералогия……..…… 98

Матвеев А.И., Львов Е.С., Прокопенко А.В. Испытание дробилки комбинированного ударного действия ДКД-300 при дроблении кимберлитовых руд трубки «Зарница»…….. 100

Мясникова О.В. Влияние минерального состава и физических свойств горных пород на их долговечность…….…… 102

Ожогин Д.О., Орлова Н.И., Власов Н.Г. Морфоструктурные особенности золота в рудах месторождения Пионер (Приамурье), определяющие его извлечение…….….……. 104

Ракаев А.И., Алексеева С.А., Морозова Т.А., Черноусенко Е.В. Минералого-технологическая оценка бедных хромовых руд при разработке технологии обогащения…….….…….. 106

Ракаев А.И., Черноусенко Е.В., Алексеева С.А., Морозова Т.А., Гумениченко К.М. Рациональная технология рудоподготовки апатито-нефелиновых руд……..... 107

Рождествина В.И., Сорокин А.П., Киселева А.А., Памирский И.Э., Леусова Н.Ю. Угольные фитоценозы и условия накопления ценных и полезных компонентов…….…….… 109

Рожкова Н.Н., Рожков С.С., Дементьев А.П. Графеновые наночастицы в шунгитах и их влияние на физико-химические свойства высокоуглеродистых шунгитовых пород… 113

Ромашев А.О., Кусков В.Б., Львов В.В., Бортников А.В., Самуков А.Д. Интенсификация разделения сыпучих материалов…….……..……. 115

Савченко И.Ф., Сорокин А.П., Артеменко Т.В., Носкова Л.П., Гиренко И.В. Реконструкция условий миоценового торфо- и золотонакопления в угленосных бассейнах восточной окраины Евразии…….……..….. 118

Самусев А.Л., Миненко В.Г., Копорулина Е.В., Чантурия Е.Л. Исследование устойчивости, структуры и химического состава поверхности сульфидных минералов медно-цинковой руды при взаимодействии с различными растворителями……..…….……. 121

Скамницкая Л.С., Бубнова Т.П. Влияние способа дробления на гранулометрию, форму частиц и состояние поверхности минералов на примере кварца……..….. 122

Федотов П.В. Современные способы дезинтеграции руды для золотодобывающих предприятий ……. 125

Филиппов М.М., Кевлич В.И. К вопросу о практическом использовании битумолитовых пород палеопротерозоя……..... 127

Хатькова А.Н., Размахнин К.К. Технолого-минералогическая оценка цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья……..…….. 129

Храмов А.Н. Математическая обработка минералогических анализов с целью определения границы критического перехода минерала в необогащаемый класс крупности…….…….…. 131

*Чижик Е.Ф.*Резиновые футеровки в барабанных рудоизмельчительных мельницах – источник снижения эксплуатационных затрат……..….... 133

Шаутенов М.Р., Нурахметова Г.Б., Абдыкирова Г.Ж., Уласюк С.М. Физико-химические исследования высококарбонатной флюоритовой руды……..……..… 136

Шепета Е.Д., Саматова Л.А. Влияние тонкого грохочения в схеме измельчения на степень ошламования шеелита при рудоподготовке…….. 138

Юсупов Т.С., Бурдуков А.П. Влияние метаморфизма на измельчаемость углей при ударных воздействиях……. 140

Юсупов Т.С., Кириллова Е.А. Физические и флотационные свойства кварца, подвергнутого трибообработке……. 143

Якушина О.А., Астахова Ю.М., Хозяинов М.С. Возможности рентгеновской томографии для решения задач технологической минералогии руд черных металлов…….…. 147

СЕКЦИЯ 2. ФЛОТАЦИЯ, РЕАГЕНТЫ, ГРАВИТАЦИЯ, ВОДОПОДГОТОВКА

Адамов Э.В., Крылова Л.Н. Совершенствование технологии обогащения золотосодержащих упорных сульфидных руд…… 149

Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К, Ержанова Ж.А., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М. Разделение коллективного медно-свинцового концентрата с применением ферромагнитного депрессора галенита …… 151

Богидаев С.А., Михеев Г.В. Изыскание эффективных реагентов собирателей для флотационного обогащения окисленной сурьмы…… 154

Богудлова А.И., Бескровная В.П., Войлошников Г.И. Флотационное выделение органического углерода из сульфидных и смешанных золотосодержащих руд…… 156

Бричкин В.Н., Николаев Н.В. Исследование кинетики процесса фильтрации красных шламов. 157

Вигдергауз В.Е., Макаров Д.В., Белогуб Е.В., Шрадер Э.А., Кузнецова И.Н., Бочарова И.М., Заботнина М.В. Влияние выщелачивания на флотируемость сульфидов из окисленной медно-цинковой руды Валенторского месторождения……...…… 159

Воронова О.В., Киенко Л.А. Интенсификация процесса флотации тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд Приморских месторождений……. 161

Горячев Б.Е., Николаев А.А. Теоретические исследования процесса окисления галенита…..... 164

Зубков А.А., Шуленина З.М., ВоробьевА.Е. Опыт флотации металлической ртути из бедных руд и нетрадиционного вида сырья…….…….. 167

Игнаткина В.А. Использование производных дитиофосфорных кислот при флотации колчеданных руд цветных металлов……. 169

Кондратьев С.А. Активность карбоновых кислот, используемых в качестве флотационных реагентов…….. 171

Кондратьев С.А. Крупность минеральных зерен, флотируемых растворимыми поверхностно-активными веществами……... 174

Кунилова И.В., Вигдергауз В.Е. Исследование изменений поверхностного слоя халькопирита в условиях непрерывного окисления методом ИК-Фурье спектрометрии МНПВО……... 177

Кусков В.Б., Кускова Я.В. Использование центробежной силы для повышения эффективности гравитационного обогащения……. 180

Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., Глухова Н.И. О влиянии Aerophine 3418a на флотацию пирротина из платинометального сырья……... 184

Лавриненко А.А., Шрадер Э.А., Лапин Е.В., Харчиков А.Н., Подгаецкий А.В., Швындина Н.В. Флотируемость апатита фосфоланом из хвостов магнитного обогащения руды Ковдорского ГОКа……..…… 186

Линёв Б.И., Рубинштейн Ю.Б. Десульфуризация угольных шламов…… 189

Мамонов С.В., Мушкетов А.А. (мл.) Влияние процесса классификации на показатели флотационного обогащения руд цветных металлов…… 191

Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К. Применение реагентов растительного происхождения для повышения селективности флотации при извлечении благородных металлов из многокомпонентных руд…… 194

Мирошникова А.П., Борцов В.Д., Сулаквелидзе Н.В., Титов Д.В., Куленова Н.А. Характер проявления границы твердой и жидкой фаз в поле вызванной поляризации…… 197

Муллина Э.Р., Мишурина О.А., Чупрова Л.В. Изучение влияния строения молекул на адсорбционные свойства органических реагентов-модификаторов…….. 199

Мусаев В.В., Орлов С.Л., Чинова Н.Б., Максимов Г.Л., Пушной Е.А., Хрусталев А.С. Повышение эффективности извлечения золота из руд месторождения «Воронцовское»…...… 201

Недосекина Т.В., Гапчич А.О., Гетман В.В., Копорулина Е.В. Механизм действия новых селективных собирателей для флотации золотосодержащего сырья……. 204

Недосекина Т.В., Гетман В.В., Гапчич А.О. Селективное взаимодействие термоморфных полимеров с благородными металлами……. 207

Николаев А.А. О методах расчета константы скорости флотации…….. 209

Петров И.М., Огрель Л.Д., Софронова М.С. Тенденции поставок флотационных реагентов на горно-обогатительные предприятия России……. 211

Радушев А.В., Колташев Д.В. Потенциальные собиратели CaF_2 для флотации многокарбонатной флюоритовой руды……. 212

Ракаев А.И., Пузырев В.А., Алексеева С.А., Черноусенко Е.В., Морозова Т.А. Повышение качества лопаритового концентрата на основе использования новой пневматической флотомашины…….. 214

Ростовцев В.И. Эффективность применения электрохимически полученного оксигидрата цинка при обогащении полиметаллических руд…….. 215

Рязанцева М.В. Влияние наносекундной электромагнитной импульсной обработки на фазовый состав нанообразований на поверхности халькопирита и сфалерита…… 218

Саматова Л.А., Шепета Е.Д. Перспективы применения олеил-саркозинатов в собирательных смесях при флотации бедных шеелитовых руд…… 220

Самыгин В.Д., Филиппов Л.О., Шехирев Д.В., Чертилин Б.С. Перспективы применения многозонных пневматических флотационных машин……. 223

Скороходов В.Ф., Никитин Р.М. Способ прогнозирования значений технологических параметров флотации, основанный на вычислительном эксперименте……. 225

Туголуков В.А., Бармин И.С., Морозов В.В., Лезова С.Н. Повышение эффективности обогащения тонких классов апатит-штаффелитовых руд с применением процессов флокуляции..... 227

Хабарова И.А., Бунин И.Ж., Копорулина Е.В. Об использовании импульсных энергетических воздействий для улучшения флотационных свойств сульфидных минералов……. 230

Чантурия Е.Л., Иванова Т.А., Зимбовский И.Г. О механизме селективного действия 1-фенил-2,3-диметил-аминопиразолона-5 в процессе флотационного разделения сфалерита и пирита……. 233

СЕКЦИЯ 3. КОМБИНИРОВАННЫЕ ПРОЦЕССЫ В ПЕРЕРАБОТКЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Андронов Г.П., Захарова И.Б., Белобородов В.И., Филимонова Н.М., Рухленко Е.Д. Особености обогащения бедных апатит-штаффелитовых руд…….…….…….. 236

Ануфриева С.И., Ожогина Е.Г. Комплексное изучение шунгитсодержащих и шунгитовых пород участка «Полежаевский» Зажогинского месторождения……..……..... 238

Баатархуу Ж., Туяа Ц., Намуунгэрэл Б. Свойства и обогатимость магнитной разновидности руд месторождения медно-порфирового типа «ЭРДЭНЭТИЙН-ОВОО»……..... 241

Богданович А.В., Васильев А.М. Разработка технологии обогащения алмазосодержащих руд сложного минерального состава……. 243

Бортникова М.Л. Состояние и проблемы переработки золотосодержащего минерального сырья Забайкалья….…… 244

Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Хачатрян Л.С., Нургалиева Д.К. Комбинированная технология переработки лежалых хвостов обогащения сульфидных руд…….… 246

Бочкарев Г.Р., Пушкарева Г.И., Коваленко К.А. Новые аспекты использования марганцевых руд 247

Данилевская Л.А., Скамницкая Л.С., Светов С.А. Кварцевая галька как нетрадиционный тип кварцевого сырья: возможности очистки и использования……..…….. 250

Евдокимов А.В., Войлошников Г.И., Хмельницкая О.Д., Муллов В.М. Кинетика растворения золота в области высокой концентрации цианида натрия…….….. 253

Едильбаев А.И., Чокин К.Ш., Музгина В.С. Повышение извлечения железа из тонкодисперсных фракций при сухой магнитной сепарации железных руд…… 253

Завёрткин А.С., Фролов П.В. Применение обогащённых серпентинитизированных коматиитов для футеровки печей…….……. 255

Киенко Л.А., Воронова О.В. Разработка рациональной технологии обогащения цинк-флюоритовых руд…….…… 257

Кожахметов С.М., Бектурганов Н.С., Квятковский С.А. Пирометаллургическое обогащение труднообогатимых упорных руд золота…… 259

Койжанова А.К., Пономарева Е.И., Осиповская Л.Л., Ерденова М.Б. Бесцианидное выщелачивание благородных металлов из упорной руды Казахстанского месторождения…… 262

Лихникевич Е.Г., Ануфриева С.И., Лайнер Ю.А., Лосев Ю.Н. Североонежские бокситы – комплексное сырье для производства глинозема и коагулянтов…….……... 264

Лобанов В.Г, Кузас Е.А., Замотин П.А. Пиролиз углистых веществ в золотосодержащих концентратах…… 265

Лобанов В.Г., Маковская О.Ю., Мельников К.Е., Скороходов В.И. Извлечение благородных металлов из бедных поликомпонентных маточных растворов……..... 267

Макаров Д.В., Баюрова Ю.Л. Взаимодействие магнийсодержащих гидросиликатов с раствором сульфата никеля…… 267

Матушкина А.Н., Власов И.А. Метод селективного растворения минеральных фаз как способ повышения концентрации золота в лабораторных пробах……..…… 268

Мелентьев Г.Б., Короткий В.М., Шкиперова Г.Т. Техноэкологические аспекты инновационного возрождения и развития торфяной индустрии в России……..…….. 271

Резник Ю.Н., Шумилова Л.В. Эмпирическая функция извлечения золота из упорного сырья комбинированными методами кюветного и кучного выщелачивания……...…… 274

Рязанова И.И., Емельянов Ю.Е., Цыкунова Г.В. Извлечение цветных металлов из руды методом кучного биовыщелачивания……...…….. 275

Скамницкая Л.С., Данилевская Л.А., Бубнова Т.П., Щипцов В.В. Разработка новых подходов к технологиям комплексного освоения месторождений мелкоразмерного мусковита (на примере месторождения Восточная Хизоваара)…….....… 276

Слепцова Е.С., Федосеев С.М., Матвеев А.И. Аналитический расчет области рациональной работы отсадочной машины с магнитоструктурированной постелью с учетом пульсации воды…… 279

Старчик Л.П. Радиационные технологии при обогащении полезных ископаемых……..... 281

Татаринов А.П., Цыкунова Г.В., Григорьев С.Г., Николаев Ю.Л. Изучение возможности извлечения золота из руды месторождения «Воргавож» по технологии кучного выщелачивания…… 283

Хазов Р.А. Потенциальный горнорудный район Карелии как пример комплексного освоения месторождений…….…… 284

Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Тимофеев А.С., Островская Г.Х., Коротких И.А., Орлов А.С. Результаты испытаний эмульсионного метода очистки концентратов липкостной и пенной сепараций в схемах их доводки наоф №8 АГОКа……..… 286

Чижевский В.Б., Дегодя Е.Ю., Мудрых Н.А. Исследование обогащения тонкозернистых частиц при сухой магнитной сепарации во взвешенном состоянии……..…… 289

Чижевский В.Б., Шавакулева О.П. Технология обогащения титаномагнетитовых руд Чернореченского месторождения……..…….. 291

Шумилова Л.В. Влияние параметров фотоэлектрохимических воздействий на эффективность двухстадиального окисления сульфидных минералов……. 292

СЕКЦИЯ 4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ, ЭКОНОМИЧЕСКИЕ И ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Арсентьев В.А., Самуков А.Д., Шулояков А.Д. Технологии переработки техногенных месторождений – отсевов дробления гранитного щебня с получением широкой номенклатуры товарных изделий……..……. 296

Богомяков Р.В., Литвинова Н.М., Александров А.В. Исследования вещественного состава техногенных золотосодержащих песков и перспективы их обогащения…….…….. 298

Богородский Е.В., Рыбкин С.Г., Баликов С.В. Разработка технологии окислительно-восстановительной плавки сульфидных золотосодержащих материалов……..…… 300

Бектурганов Н.С., Танекеева М.Ш., Абдыкирова Г.Ж., Сукуров Б.М., Ибраева Г.М. Исследование физико-химических закономерностей при сернокислотном выщелачивании марганца из техногенного сырья……..……...…….. 301

Вейс Б.Т., Голиусова И.В. Вещественный состав вольфрамсодержащих отвальных шламовых хвостовых продуктов и возможность их обогащения…….. 303

Гершенкоп А.Ш., Евдокимова Г.А., Залкинд О.А. Оценка значимости микробиологического фактора при хранении и переработке обогатительных отходов несульфидных руд.……. 306

Горлова О.Е., Хасанов Н.И. Обоснование выбора разделительных процессов утилизации тонкодисперсных железосодержащих отходов металлургических производств……..……... 308

Гусаков М.С., Крылова Л.Н., Чжэн Чжи Хун Особенности состава и свойств сернокислых бактериальных растворов железа……..……. 311

Домрачева В.А., Шийрав Г., Вещев Е.Н. Сорбционное извлечение ионов тяжелых металлов из растворов в динамических условиях сорбентами на основе ископаемых углей…….. 313

Емельяно Ю.Е., Баликов С.В., Епифоров А.В., Богородский А.В., Копылова Н.В., Золотарев Ф.Д. Влияние продолжительности автоклавного окисления золотосульфидного флотоконцентрата, содержащего органический углерод, на извлечение золота при цианировании…….…….. 315

Ефименко С.А., Портнов В.С., Турсунбаева А.К., Маусымбаева А.Д., Джантасова Д.Д. Изучение германиеносности сфалеритов ряда месторождений Казахстана……. 317

Зубков А.А. , Мелентьев Г.Б., Шуленина З.М. Новые данные о многоцелевом использовании природных сорбентов в техноэкологии……. 319

Иванова В.А., Митрофанова Г.В., Рухленко Е.Д. Минералого-технологические предпосылки и комплексное обогащение складированных отходов переработки апатит-нефелиновой руды. 321

Куимова Н.Г., Павлова Л.М. Перспективы использования биосорбентов в процессах извлечения благородных металлов…….…….. 323

Кузьминых В.М., Сорокин А.П., Рождествина В.И., Зубенко И.А. Проблема технологических решений утилизации золота из углей…….…… 327

Лобанов В.Г., Набиуллин Ф.М., Хафизов М.Р., Начаров В.Б., Филонов Н.А., Викулов В.И. Поиски альтернативных методов обезвреживания цианистых растворов……..… 328

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»….. 329

Маслобоев В.А., Максимова В.В., Макаров Д.В., Горбачева Т.Т., Мазухина С.И., Нестеров Д.П. Исследование взаимодействия минералов хвостов обогащения апатито-нефелиновых руд с почвенными водами…….……. 333

Маслобоева С.М., Соложенкин П.М. Разработка технологии извлечения сурьмы и золота из сурьмянистого золотосодержащего сплава……..…… 335

Мелентьев Г.Б. Термохимические технологии прямой переработки природного и техногенного сырья как инновационный фактор эффективного извлечения редких металлов и устранения лимитируемых компонентов…….……..… 338

Мельник Н.А. Оценка радиационных факторов горнорудного производства……..……. 341

Пестряк И.В., Поливанская В.В., Эрдэнэтуяа О. Разработка схемы и регламента совместной очистки и кондиционирования фильтратов хвостохранилища и стоков очистных сооружений……... 342

Петров С.В., Петров В.Ф. Изучение удаления водорастворимых форм цинка из отходов кучного выщелачивания золотосодержащих окисленных руд под действием природных факторов……..…….. 345

Прохоров К.В., Александрова Т.Н. Исследования переработки техногенного тонкодисперсного сырья с использованием магнитного обогащения……..……..... 346

Римкевич В.С., Пушкин А.А., Еранская Т.Ю., Пецык П.А. Фторидное обогащение кварцевых песков с извлечением высокочистого кремния…….…… 348

Светова Е.Н., Кузнецов С.К., Шанина С.Н., Филиппов В.Н. Особенности обогащения гигантозернистого слабопрозрачного кварца месторождения Желанное……...……..…… 351

Скороходов В.Ф., Никитин Р.М., Олейник А.Г. О роли информационных систем и математического моделирования в управлении процессами обогащения минерального сырья……..…… 354

Суворова О.В., Лащук В.В., Макаров Д.В., Бокарева В.А. Отходы обогащения вермикулитовых руд и железистых кварцитов как сырье для получения строительной керамики……. 356

Сухомлинов Д.В., Кирюков В.В., Кусков В.Б., Незаметдинов А.Б., Згонник П.В. Концентрат угля как сырьё для производства механохимического, жидкого топлива……..... 358

Уланова О.В., Хофманн М.. Редкие металлы: перспективы Российско-Швейцарского сотрудничества…….. 360

Хохуля М.С., Рухленко Е.Д., Конторина Т.А. Обоснование гравитационного обогащения лежалых хвостов ОАО «Олкон» на основании их минералого-технологических исследований…….. 364

*Шендерович Е.М., Кузьмин К.Б.*Инновационные решения проблем реализации техногенных месторождений России на примере проекта эффективного освоения бадделеит-апатитовых отходов ОАО «Ковдорский ГОК»…….……... 367

Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Тимофеев А.С., Коленченко В.В., Ямов А.В., Чернышева Е.Н. Разработка способа выделения смектитсодержащих минералов из суспензии хвостохранилища ОФ №1 ЛГОКа ОАО «СЕВЕРАЛМАЗ»…… 369

Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Миненко В.Г., Каплин А.И., Тимофеев А.С., Островская Г.Х., Самофалов Ю.Л. Экспериментальная апробация метода электрохимической сепарации для осветления смектитсодержащих суспензий хвостохранилища ОФ №1 Ломоносовского ГОКа…… 372

ОСТОВНО-ЭЛЕКТРОННАЯ КРИСТАЛЛОХИМИЯ КАК ОСНОВА ОБЪЯСНЕНИЯ КОНСТИТУЦИИ И СВОЙСТВ МИНЕРАЛОВ

В.В. Зуев

ЗАО «Механобр инжиниринг»

Суммируя материалы монографии [1], посвященной разработанной автором остовно-электронной кристаллохимии (ОЭК) минералов, попытаемся произвести ее оценку в двух аспектах – теоретическом и прикладном.

В плане теоретическом остовно-электронная кристаллохимия предлагает простое, естественное, но вместе с тем достаточно современное объяснение единой природы любых типов химических связей в минералах на основе взаимодействия положительных атомных остовов и связующих электронов. Причем эта в общем-то тривиальная идея не просто декларируется, а доводится (что предпринято впервые) до энергетического обоснования – построением соответствующих моделей и предложением **принципиально нового энергетического параметра вещества W (МДж/моль) – энергии сцепления атомных остовов и связующих электронов (электридов) с выводом соответствующих формул.** Основная из них $W = E_a + \Sigma I_n$ (E_a – энергия атомизации соединения, ΣI_n – сумма потенциалов ионизации образования атомных остовов из нейтральных составляющих атомов). Вторая формула, практически равноценная первой, – W = Σэнергетических коэффициентов (ЭК) атомных остовов и связующих электронов.[3] Эта формула была выведена нами из геоэнергетических разработок академика А.Е. Ферсмана, что позволило продемонстрировать их преемственность, актуальность и научную значимость в современной кристаллохимии минералов.

На базе теоретического аппарата ОЭК построены схемы остовно-электронного строения для порядка 700 минералов (с включением также многих искусственных кристаллических соединений) и выполнены для них оценки энергий остовно-электронного взаимодействия. Для осуществления этого большого объема работ была решена проблема научного обоснования и определения истинных валентных состояний атомов в гомоатомных и гетероатомных кристаллах – как для металлических (или катионных), так и для неметаллических (или анионных) компонентов соединений. Параллельно с указанной была решена также проблема природы и количественной оценки доли металлического взаимодействия в сульфидных рудных минералах и их аналогах, чем они кардинально отличаются от вмещающих породообразующих минералов, как правило, лишенных металлических связей и являющихся диэлектриками.

В чем новизна и значение предлагаемого нового подхода к кристаллохимии минералов? Как известно, традиционная кристаллохимия постулирует, что строительными элементами кристаллов являются атомы или ионы, энергия взаимодействия которых описывается соответственно понятиями энергии атомизации и энергии кристаллической ионной решетки. Разработанный нами остовно-электронный подход (остовно-электронная кристаллохимия), детализируя и углубляя проблему межатомного взаимодействия, рассматривает кристалл (и любое химическое соединение вообще) изначально состоящим из атомных остовов (выполняющих функцию катионов) и связывающих их валентных электронов (выполняющих функцию анионов), энергия взаимодействия которых, как оказалось, может количественно характеризовать весьма широкий спектр свойств соединений. Построенные в монографии графики многочисленных соответствующих корреляций полностью подтверждают справедливость этого тезиса.

---

[3] Вывод энергетического коэффициента для связующего электрона (ЭК($1e^-$) = 0,34 МДж/моль) является принципиально новым вкладом в кристаллоэнергетику по Ферсману.

Возвращаясь вновь к трем подходам к минералам (с точки зрения строительных частиц и энергии их взаимодействия), необходимо обратить внимание на опредленные преимущества предлагаемого нами энергетического подхода (ОЭК) перед двумя другими. Помимо грубости (низкой точности) соответствующих оценок[4], основанный на использовании энергии кристаллической решетки подход не позволяет учитывать вклад металлических связей, присутствующих во многих рудных минералах. Более корректный, основанный на использовании энергии атомизации минералов второй подход (Урусов, 1975) применим к соединениям с любым типом химических связей. Однако он дает возможность учета энергии примеси металлического взаимодействия, но в скрытом, не поддающимся количественной оценке виде. Указанных недостатков лишен предлагаемй нами третий подход, основанный на использовании энергии остовно-электронного взаимодействия в минералах, что позволяет считать его наиболее универсальным.

Автор убежден, что внедрение в практику предлагаемых на основе остовно-электронной кристаллохимии новых энергетических подходов, пока не нашедших широкого применения, имеет хорошие перспективы.

Список использованных источников

1. Зуев В. В. Остовно-электронная кристаллохимия как основа объяснения конституции и свойств минералов. СПб, 2012. 199 с.

ПОКАЗАТЕЛИ АТМОСФЕРНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Л.Н. Крылова, Д.А. Рябцев

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Россия, Москва email: krulov@yandex.ru,

Для извлечения металлов из сульфидных медных концентратов применяются в основном пирометаллургические методы, и гидрометаллургические способы как автоклавное выщелачивание. Применение гидрометаллургических процессов для переработки флотационных концентратов обеспечивает возможность снижения требований по качеству концентратов (содержанию меди, серы), и как следствие, использование для обогащения руд с более низким содержанием меди, повышение извлечения меди в концентраты при флотации и уменьшение затрат на переработку.

Автоклавное выщелачивание сульфидных концентратов характеризуется высокими капитальными и эксплуатационными затратами, сложностью управления и эксплуатации автоклавов, повышенной взрывоопасностью, необходимостью размещения автоклавов в отдельном помещении и т.д.

Эффективность и экономичность технологий атмосферного выщелачивания сульфидных концентратов «Albion», «Leachox», «Galvanox», «Hydrocopper», «BIOX» и др. в соответствии с результатами испытаний и практикой применения не достаточно высокие. Более активными окислителями сульфидов являются озон, пероксид водорода, ионы железа (III) в растворе серной кислоты, которые являются наименее экологически вредными.

Для исследований использован сульфидный медный концентрат крупностью 90% класса – 0,074 мм, с содержанием меди 24,5% находящейся преимущественно в халькозине, а также в борните, ковеллине и халькопирите.

[4] Такие оценки дают неудовлетворительные результаты для соединений поливалентных атомов с низкой полярностью межатомных связей.

Выбор окислителей для растворения сульфидов меди, параметров и режимов выщелачивания обоснован изучением гидрометаллургических способов переработки сульфидных концентратов и результатами исследований проведенных в НИТУ «МИСиС» [3].

Исследовано применение атмосферного выщелачивания сульфидных медных концентратов с участием пероксида водорода, озона, ионов трехвалентного железа в растворе серной кислоты по сравнению использованием кислорода, и влияние на извлечение меди температуры, концентрации реагентов, плотности пульпы, ультратонкого измельчения. Окисление медных минералов изучено при температуре 25-80°С, Т:Ж=1:10-1:3, концентрации ионов железа (III) 5-20 г/л, концентрации серной кислоты 30-100 г/л, расходе кислорода 0,5-5,0 л/мин, концентрации пероксида водорода 35%, расходе 0,5-2,0 мл/г, продолжительности выщелачивания 1-10 ч.

Выщелачивание осуществлялось в реакторах с интенсивным агитационным перемешиванием. Для получения кислорода использован концентратор кислорода Oximat-3 (Германия) производительностью до 5 л/мин концентрацией до 98% кислорода. Синтез озона осуществлялся из кислорода, концентрация озона составляла 85-180 г/м^3. Ультратонкое измельчение сульфидного медного концентрата проводилось в истирателе фирмы Rocklabs (Новая Зеландия) в течение 10 мин в «сухом» режиме без добавления воды.

Из сульфидного медного концентрата серной кислотой концентрацией 50-100 г/л при температуре 60-80°С, Т:Ж=1:5 выщелачивается не более 28,7% меди за 3 часа, при диспергировании концентрированного кислорода в этом режиме извлечение меди в раствор за 3 ч повышается не более 46%, и за 5-6 ч увеличивается незначительно - на 0,3%. Увеличение расхода кислорода не оказывает влияние на извлечение меди из концентрата, так как растворимость кислорода ограничена, увеличение расхода кислорода может приводить к коалесценции газовых пузырьков и уменьшению растворения кислорода.

На извлечение меди в раствор при выщелачивании сульфидного медного концентрата пероксидом водорода существенное влияние оказывает температура и концентрация серной кислоты, содержание твердой фазы и расход H_2O_2. Наиболее эффективное выщелачивание меди из концентрата осуществляется при концентрации серной кислоты 80-100 г/дм^3, температуре пульпы около 80 ^{o}С, Т:Ж=1:5, расходе пероксида водорода 0,5-1,0 л/кг концентрата. Выщелачивание сульфидного медного концентрата в растворе серной кислоты с окислением пероксидом водорода позволяет извлечь 84,9% меди за 3 часа, при выходе кека 66,8%, содержании меди в кеке 6,37%; за 5 часов извлечение меди 89,6%, выход кека выщелачивания 57,5%, содержание меди в кеке 4,28%.

Использование для окисления сульфидного медного концентрата в растворе серной кислоты озона без участия других окислителей недостаточно эффективно, извлечение меди за 3 часа не превышает 78-81%, при сочетании озона с ионами трехвалентного железа извлечение повышается до 91%. Еще более эффективно выщелачивание сульфидного медного концентрата в растворе серной кислоты с использованием озона вместе с пероксидом водорода (реагент пероксон) и ионами железа - извлечение меди составляет 94,7% за 5 часов, содержание меди в кеке выщелачивания не более 2,4%. Скорость извлечения меди повышается при увеличении концентрации озона с 85 до 180 мг/л и расхода озоно-кислородной смеси с 1 до 5 см^3/с.

Интенсивность растворения меди из сульфидов концентрата с использованием озона, пероксида водорода и трехвалентного железа объясняется как их окислительным потенциалом, так и образованием по цепному механизму радикалов являющихся более сильными окислителями. Реакционная способность пероксида водорода (потенциал 1,77 относительно окислительного потенциал хлора 1,0) и озона (2,07) превосходит другие применяемые окислители, например хлора и его соединений, и уступает лишь фтору и атомарному кислороду. Окислительный потенциал молекулярного кислорода ниже, чем хлора, пероксида водорода, озона, атомарного кислорода. Для образования атомарного кислорода (2,42) из молекулярного кислорода необходимо разрушить довольно устойчивую связь между атомами О=О в молекуле кислорода (энергия связи 493,6 кДж/моль), например, с помощью электрического разряда, который применяется при синтезе из кислорода озона.

Озон и пероксид водорода обладает слабой связью между атомами кислорода О-О (энергия связи в озоне 146 кДж/моль, в пероксиде водорода 214 кДж/моль), что является причиной их нестабильности на воздухе и в водных растворах. В условиях выщелачивания концентрата происходит разложение озона и пероксида водорода, в том числе активированное ионами меди, и ионами железа аналогично реактиву Фентона, и разложение пероксида водорода и озона при их взаимодействии с образованием реактива пероксон. Реакции происходят с образованием активных окислителей с более высоким окислительным потенциалом - атомарного кислорода (2,42), гидроксильных радикалов ОН (2,8) и гидроперекисных радикалов HO_2 (1,7).

При выщелачивании концентрата ионами трехвалентного железа с регенерацией пероксидом водорода извлечение меди повышается при увеличении концентрации ионов Fe^{3+}, температуры, концентрации серной кислоты и продолжительности выщелачивания. Наиболее высокое извлечение меди 95% за 5 часов достигается при температуре 80°С, Т:Ж=1:5, [Fe^{3+}]= 20 г/дм^3, выход кека составляет 67,3%, содержание меди в кеке 1,79%. Скорость выщелачивания сульфидного медного концентрата раствором кислоты с участием ионов трехвалентного железа наиболее высокая в первый час процесса - извлечение меди в раствор достигает 72%, затем медленно повышается.

Извлечение меди при выщелачивании ультратонко измельченного сульфидного концентрата с использованием серной кислоты и кислорода практически не изменяется, с использованием пероксида водорода и ионов трехвалентного железа с регенерацией повышается не более чем на 2,4-2,7%.

Из окислителей, применение которых позволяет получить достаточно высокое извлечение меди при выщелачивании сульфидного концентрата, наиболее экономичным является сернокислый раствор железа (III), по сравнению с озоном и пероксидом водорода. Железо содержится в концентрате, при выщелачивании переходит в раствор, ионы Fe^{3+} после взаимодействия с сульфидами можно регенерировать как химическим способом, так и окислением концентрированными железоокисляющими бактериями [2].

Расход пероксида водорода и озона на окисление сульфидов очень большой, для получения озона в промышленных объемах требуется большое количество электроэнергии, оборудование для синтеза озона стоит дорого.

Извлечение наиболее упорных медных минералов из кека выщелачивания сульфидного концентрата целесообразно с использованием флотационного обогащения [3], так как в результате выщелачивания они практически полностью вскрыты.

В результате исследований определены эффективные реагенты-окислители и режимы атмосферного выщелачивания сульфидного медного концентрата. Извлечение меди из концентрата с использованием пероксида водорода в растворе серной кислоты достигает за 5 часов 89,6%, с использованием озона до 91,5%, ионов трехвалентного железа с регенерацией пероксидом водорода - до 95%. Применение кислорода для выщелачивания сульфидов при атмосферном давлении не эффективно даже при ультратонком измельчении концентрата и повышенной температуре.

Список использованных источников

1. Адамов Э.В., Крылова Л.Н., Канарский А.В. Исследования флотации медных минералов в кислой среде. Материалы VII конгресса обогатителей стран СНГ. 02-04 марта 2009 г., электронный носитель - диск
2. Гусаков М.С., Крылова Л.Н., Адамов Э.В. Выщелачивание никеля из пирротиновых концентратов железом, окисленным иммобилизованной биомассой // Цветные металлы. 2011 №4 с 15-19.
3. Крылова Л.Н. Новый способ выщелачивания сульфидных концентратов – пероксон-солевой // Металлург .№6. 2010. С.66-68.

ЗОЛОТО: АВТОКЛАВНОЕ ОКИСЛЕНИЕ ПРОТИВ БИОЛОГИЧЕСКОГО. ПРЕИМУЩЕСТВА И НЕДОСТАТКИ

Б.В. Аксенов, Н.В. Воробьев-Десятовский

ЗАО «ПОЛИМЕТАЛЛ ИНЖИНИРИНГ», Россия, г. Санкт-Петербург

Основные перспективные запасы золота в недрах Российской Федерации представлены упорными рудами, в которых содержится невидимое золото, обычно представленное твердыми растворами замещения и/или дискретными частицами золота коллоидного размера. Как правило, носителями такого золота являются пирит и арсенопирит. Кроме того, в рудах месторождений присутствуют различные примеси, осложняющие и без того непростые технологические режимы вскрытия: т.н. «органический» углерод, элементы-цианисиды, бинарные соединения золота, например, калаверин, а также соединения сурьмы, серебра и некоторых других элементов. Для того, чтобы извлечь упорное золото в операции цианирования, необходимо полностью разрушить кристаллическую решетку минерала-носителя золота и избежать его потерь, связанных с прег-роббингом и другими аналогичными процессами. В настоящее время для переработки упорных руд в нашей стране успешно функционирует 1 предприятие, в котором для разрушения матрицы-носителя золота используется биологическое окисление концентратов (месторождение Олимпиадинское, пос. Еруда, ЗАО «Полюс»). В стадии запуска находится автоклавный завод (упорный концентрат месторождения Албазинское, с 2013 года дополнительно концентрат месторождения Майское; г.Амурск, Polymetal plc.), а в стадии проектирования и строительства еще один автоклавный завод (упорные концентраты месторождений Маломыр и Пионер, Многовершинный ГОК, Петропавловск). Накопились данные, которые позволяют сравнить преимущества и недостатки как биологического, так и автоклавного окисления концентратов, которые подробно рассмотрены в докладе.

Основным преимуществом биологического окисления перед автоклавным являются относительно низкие капитальные затраты на строительство предприятия. Напротив, эксплуатационные затраты на ведение автоклавного процесса ниже (в 5-22 раза), чем при биологическом окислении, что связано с очень высоким расходом NaCN из-за образования значительных количеств элементарной серы в последнем случае. Таким образом, при большой производительности завода по перерабатываемому концентрату или при большой продолжительности жизни автоклавные предприятия становятся более рентабельными. В противном случае более рентабельны предприятия биоокисления.

Процесс биоокисления разработан для стран с аридным климатом. Растворы, содержащие помимо анионов CN^- ионы SCN^-, в суммарной концентрации более 3-5 мг/л губят бактерии. По этой причине растворы после цианирования не обезвреживают, а сбрасывают в специальные карты для естественного обезвреживания и испарения. В нашей стране с ее климатом и разрешительной системой охраны природы это практически невозможно. Экономически оправданной системы полного обезвреживания цианидов и тиоцианатов для России в настоящее время не существует, что приводит к соответствующим последствиям. Для автоклавных процессов таких ограничений нет.

Разработчики технологии биологического окисления позиционируют процесс, как очень простой, пригодный для обслуживания неквалифицированным персоналом, обученным только чтению и письму, но неукоснительно соблюдающим технологическую дисциплину. В отличие от биоокисления, автоклавное предприятие относится к категории hightec и требует обслуживания грамотными инженерно-техническими кадрами, которые в нашей стране крайне дефицитны. Это положение определяется режимами ведения автоклавного процесса: температурой 200-230°C, давлением 23-34 атм, использованием для окисления практически чистого кислорода из собственного кислородного завода.

Основные требования к концентрату, поступающему в биологическое окисление: низкое, содержание карбонатсодержащих минералов, провоцирующий большой расход H_2SO_4, а также соединений сурьмы, ртути и серебра, вызывающих гибель бактерий.

Основные требования к концентрату, поступающему на автоклавную переработку: суммарное содержание серы в виде S^{2-} или S_2^{2-} не ниже 6.0%; при высоком содержании пирита содержание «органического» (аморфного) углерода не выше 0.7-1.0%; содержание хлоридных анионов в автоклаве – не выше 10 мг/л. При отсутствии или незначительном содержании в концентрате «органического» углерода, ограничений на содержание в нем пирита и хлоридов нет. Серебро, приходящее в автоклав в составе концентрата, извлекается в последующем цианировании только на 10-20%, остальное теряется с хвостами.

Для биоокисления возможно использование только специальных органических реагентов (пеногасителей, флокулянтов), поскольку применение обычных реагентов может привести к эффекту «кружки пива». Сообщество бактерий активно работает в определенном температурном интервале, как правило, 38-45°С. Если снижение температуры не приводит к катастрофическим последствиям, то повышение ее выше 50 ^{o}С может вызвать массовую необратимую гибель бактерий от перегрева.

В России не осталось специалистов, которые в состоянии спроектировать и изготовить автоклав и все периферийные компоненты, необходимые для вскрытия упорных золотосодержащих руд. Нет производства материалов и сплавов для футеровки и обвязки автоклава.

РАЗРАБОТКА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНЫХ ШЛАМОВ С ВЫПУСКОМ АФФИНИРОВАННЫХ МЕТАЛЛОВ И ДРУГИХ ВИДОВ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ

С.А. Мастюгин [1], М.А. Ласточкина [2], Т.В. Вергизова [2], Р.С. Воинков [1]

[1] ОАО «Уралэлектромедь», Россия, г. Верхняя Пышма, e-mail: S.Mastugin@elem.ru
[2] ООО «Институт Гипроникель»

В условиях ухудшения качества сырья в медной подотрасли проблема сохранения параметров извлечения и себестоимости цветных и благородных металлов становится еще более важной. Поэтому приоритетной задачей для исследований является разработка технологических приемов, позволяющих не только концентрировать целевые металлы в обогащенные продукты, но и извлечь ранее теряемые со шлаками и пылями ценные элементы-примеси. Одним из способов ее решения является создание технологических схем, сочетающих гидрометаллургические и обогатительные операции.

Эффективным методом обогащения шламов явился разработанный в институте «Гипроникель» совместно с ОАО «Уралэлектромедь» способ окислительного автоклавного выщелачивания с последующей флотацией полученного продукта. Присутствующие в шламах халькогениды благородных и цветных металлов, а также золото и серебро в элементарной форме имеют склонность к флотируемости и переходу в пенный продукт (концентрат) флотомашин. В камерный продукт (хвосты флотации) переходит оксидная фаза: PbO, $PbSO_4$, Sb_2O_5, As_2O_5 и др. Примером разработки аналогичного способа на Кольском филиале ГМК «Норильский никель» является технология удаления оксида никеля, как основного балласта шламов, с хвостами флотации. Это позволило обогатить никельэлектролитный шлам по благородным металлам в несколько раз.

В медеэлектролитном шламе ОАО «Уралэлектромедь» основными примесями являются оксидные соединения свинца, сурьмы и мышьяка, и, как было установлено методами РЭМ и РСМА, главная проблема в разделении компонентов шлама заключается в текстуре частиц, как конгломерате сросшихся соединений. Исследованиями установлено, что автоклавное окислительное обезмеживание в условиях интенсивного массообмена и химических факторов, приводит только к частичной индивидуализации зерен веществ. Последующая флотация позволила обогатить шлам по ДМ суммарно в 2,5-3 раза, однако такая обработка шлама с последующей

плавкой концентрата на сплав Доре не дает ожидаемого прироста извлечения драгоценных металлов и более полной переработки сырья.

Наиболее перспективными методами вскрытия флотоконцентрата по термодинамическим расчетам были признаны: выщелачивание с использованием сильных окислителей и электрохимическое выщелачивание. Проведенные исследования показали принципиальную возможность разделения металлов при использовании высокоокислительных сред. Однако разработанная схема отличалась многооперационностью и требовала дорогостоящего оборудования из-за высокой агрессивности реакционной среды.

Электрохимическое выщелачивание позволило в целом металлизировать благородные металлы, обогатив ими концентрат до 80-85%, и перевести селен в жидкую фазу. Однако полнота прохождения процесса вновь сдерживалась закапсулированностью соединений: сфероидальные конструкции селенида серебра размером от 4 до 10 мкм состоят из оксидных соединений свинца и сурьмы. Их наличие не позволяло достичь высокой степени разделения примесей и полного вывода их из концентрата флотации.

В данной ситуации приемлемым решением стало механическое разрушение сфероидов и раковин, характерных для медеэлектролитных шламов. Применение современного оборудования для размола-истирания веществ до крупности фракции 1-4 мкм позволяют повысить эффективность переработки сложного сырья, в котором целевые минералы практически входят в кристаллическую решетку сторонних минералов. Лабораторными исследованиями показана перспективность тонкого истирания шлама перед флотацией, что позволило не только значительно обогатить концентрат по благородным металлам и халькогенам до 93-95% при высоком извлечении, но и облегчить задачу по дальнейшей переработке продуктов флотации.

Обработка хвостов флотации специфическим для свинца комплексообразователем позволила перевести свинец в раствор, пригодный для электроэкстракции с получением катодного свинца. Переработка осадка после выщелачивания свинца позволяет получить товарный сурьмяный концентрат, а также возвратить оставшиеся в хвостах флотации драгоценные металлы в «голову» процесса переработки шлама.

Флотоконцентрат после облегченной щелочной обработки можно направить напрямую на аффинажную переработку. Полученные растворы селенита и теллурита натрия удачно встраиваются в существующую на ОАО «Уралэлектромедь» технологическую схему получения чистых селена и теллура.

Схема аффинажа сплава серебряно-золотого (сплав Доре) на предприятии ОАО «Уралэлектромедь» предусматривает разделение золота и серебра в начале процесса при азотнокислом выщелачивании. Проводимая сорбционная очистка серебряных растворов от платиноидов, гидролитическая – от меди, теллура, свинца, щелочное кондиционирование золотистых шламов от селена и других примесей позволяет принимать на аффинажную переработку более загрязненное примесями, по сравнению со сплавом Доре, сырье. Концентрат благородных металлов, получаемый из медеэлектролитных шламов после окислительного автоклавного выщелачивания, флотации и щелочной обработки вписывается в технологию аффинажа благородных металлов ОАО «Уралэлектромедь» с выпуском слитков золота и серебра высших марок.

Материалы международного совещания «Плаксинские чтения – 2012»
г. Петрозаводск, 10–14 сентября 2012 г.

Печатается по решению Научного совета РАН
по проблемам обогащения полезных ископаемых

Издано в авторской редакции

Сдано в печать 02.07.2012 г. Формат 60x84 $^{1}/_{16}$.
Бумага офсетная. Гарнитура Times. Печать офсетная.
Уч.-изд. л. 27,7. Усл. печ. л. 45,6. Тираж 250 экз.
Изд. № 309. Заказ № 66.

Карельский научный центр РАН
Редакционно-издательский отдел
185003, Петрозаводск, пр. А. Невского, 50