

МАТЕРИАЛЫ
XXIII Международной научно-технической
конференции

«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»
10–13 апреля 2018 г.

Екатеринбург – 2018

УДК 622.7

НЗ4 Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIII Международной научно-технической конференции, 10–13 апреля 2018 г., проводимой в рамках XVI Уральской горно-промышленной декады 09–18 апреля 2018 г., Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2018. – 480 с.

В сборнике материалов конференции рассмотрен широкий круг вопросов, связанных с теорией и практикой переработки руд и техногенного сырья, в том числе освещены вопросы опробования, рудоподготовки, технологической минералогии, гравитационных, магнитных, электрических, флотационных и химических методов обогащения минерального сырья.

Материалы могут представлять интерес для специалистов предприятий горнодобывающей и металлургической промышленности и быть полезными для студентов и аспирантов.

ISBN 978-5-91128-166-3

УДК 622.7

ISBN 978-5-91128-166-3

© ООО «Таилс КО», 2018

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-РАСЧЕТНЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ ПОДГОТОВКИ И АНАЛИЗА ПРОБ

Козин В.З.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Случайные погрешности при подготовке проб неизбежны, а их величина характеризует как технологию подготовки, так и квалификацию исполнителей.

Численно случайные погрешности характеризуются доверительными интервалами, которые рассчитывают с использованием среднеквадратичных отклонений или дисперсий. Экспериментальной основой определения дисперсий является дисперсионный анализ. Хотя известны различные схемы дисперсионного анализа, практическое применение получил однофакторный или последовательный однофакторный дисперсионный анализ. Он сводится к тому, что многократно выполняется одна и та же технологическая операция (опыт) и по большому числу результатов рассчитывается соответствующая ей дисперсия. Так как выполнить многократно работу на одном и том же материале часто невозможно, получил распространение вариант выполнения только двух опытов на одном и том же материале с последующим усреднением результатов многих таких «дублированных» опытов.

В каждом из опытов находят массовые доли α_1 и α_2 и размах

$$R_i = |\alpha_{1i} - \alpha_{2i}|;$$

по серии опытов находят средний размах

$$\bar{R} = \sum_{i=1}^N R_i / N ;$$

и, наконец, среднеквадратичное отклонение массовой доли

$$S_\alpha = \bar{R} / 1,13.$$

Такая схема предусмотрена, в частности, в широко используемом стандарте ГОСТ 14180-80, разработанным для руд цветных металлов.

Но в технологии опробования погрешности любой работы, связанной с подготовкой проб, зависят одновременно от трех факторов:

1. Степень сокращения (S_c^2).
2. Качество работы исполнителя ($S_{\text{и}}^2$).
3. Погрешность анализа. Это погрешность методики выполнения измерений ($S_{\text{МВИ}}^2$).

Это значит, что S_α включает в себя составляющие

$$S_\alpha^2 = S_c^2 + S_{\text{и}}^2 + S_{\text{МВИ}}^2.$$

Возникает задача определения каждой из составляющих. При подготовке проб – для оценки как качества самой схемы подготовки (S_c^2), так и качества выполнения этой работы конкретными исполнителями ($S_{\text{и}}^2$); при анализе – для оценки погрешности отбора навески (S_c^2) и оценки конкретной методики выполнения измерений ($S_{\text{МВИ}}^2$). Знание этих составляющих позволяет улучшить качество подготовки проб. Такое раздельное определение составляющих предусмотрено стандартом ГОСТ 8.531-2002 ГСИ «Стандартные образцы состава монолитных и дисперсных материалов». Способы оценивания однородности» при подготовке стандартных образцов руд и продуктов обогащения, в том числе стандартных образцов предприятий (СОП).

I. Экспериментальное определение составляющих.

Первые две составляющие объединим в одно понятие – погрешность подготовки пробы

$$S_{\text{под}}^2 = S_c^2 + S_{\text{и}}^2.$$

Тогда

$$S_\alpha^2 = S_{\text{под}}^2 + S_{\text{МВИ}}^2.$$

В этом случае возможно экспериментальное определение $S_{\text{под}}^2$ и $S_{\text{МВИ}}^2$. При этом возможны два варианта:

1. $S_{\text{МВИ}}^2 = 0$. Это возможно, если определяемый минерал может быть полностью извлечен из сокращенного материала. Предельный вариант – выполнение опытов на модельном материале с маркёрами. Маркёры могут быть выделены полностью. Тогда $S_\alpha^2 = S_{\text{под}}^2$.

2. $S_{\text{МВИ}}^2 \neq 0$ и $S_{\text{МВИ}}^2 = \text{const}$. Такая ситуация возникает при выполнении анализов с использованием постоянной (одной и той же методики). Обычно она используется в некотором диапазоне изменения массовых долей, и можно принять $S_{\text{МВИ}}^2$ постоянной.

В этом случае следует выполнить две серии опытов, отличающихся друг от друга либо массовой долей определяемого компонента, либо массой навески в пределах, допустимых методикой выполнения измерений. Будут получены два результата $S_{\alpha_1}^2$ и $S_{\alpha_2}^2$, и можно составить систему уравнений

$$\begin{cases} S_{\alpha_1}^2 = S_{1\text{под}}^2 + S_{\text{МВИ}}^2; \\ S_{\alpha_2}^2 = S_{2\text{под}}^2 + S_{\text{МВИ}}^2. \end{cases}$$

Так как $S_{\text{МВИ}}^2$ постоянна, то вычтя из первого уравнения второе, получим

$$S_{\alpha_1}^2 - S_{\alpha_2}^2 = S_{1\text{под}}^2 - S_{2\text{под}}^2.$$

Погрешности $S_{1\text{под}}^2$ и $S_{2\text{под}}^2$ связаны условиями выполнения двух серий опытов некоторым коэффициентом k .

$$S_{1\text{под}}^2 = kS_{2\text{под}}^2.$$

Используя эту связь, получим

$$\Delta S_{\alpha}^2 = (k - 1)S_{2\text{под}}^2.$$

Отсюда

$$\begin{aligned} S_{2\text{под}}^2 &= \frac{1}{k-1} \Delta S_{\alpha}^2; \\ S_{1\text{под}}^2 &= kS_{2\text{под}}^2; \\ S_{\text{МВИ}}^2 &= S_{\alpha_1}^2 - S_{1\text{под}}^2. \end{aligned}$$

В частном случае, если $k = 2$, то

$$\begin{aligned} S_{2\text{под}}^2 &= \Delta S_{\alpha}^2; \\ S_{1\text{под}}^2 &= 2S_{2\text{под}}^2. \end{aligned}$$

II. Расчетное определение одной из составляющих.

Подготовка проб выполняется в условиях, когда $S_{\text{И}}^2$ нельзя считать известной величиной, а вот погрешность технологии подготовки, определяемой параметрами схемы подготовки $S_{\text{С}}^2$, можно считать постоянной. Но использование экспериментального определения этих составляющих двумя сериями опытов намного сложнее, чем при выполнении анализов.

В настоящее время имеются формулы, позволяющие рассчитать $S_{\text{С}}^2$ при подготовке проб

$$S_{\text{С}}^2 = \sum_{j=1}^{n_{\text{с}}} 2fS_{K_j}^2 \rho (\bar{d}_j)^3 \left(\frac{1}{q_{j\text{кон}}} - \frac{1}{q_{j\text{нач}}} \right),$$

где $n_{\text{с}}$ – число стадий подготовки пробы (если изменение крупности отсутствует, то $n_{\text{с}} = 1$), f – коэффициент формы; $S_{K_j}^2$ – покусковая дисперсия; ρ – плотность пробы; \bar{d}_j – средняя крупность; $q_{j\text{кон}}$ и $q_{j\text{нач}}$ – конечная и начальная массы на j -ой стадии сокращения.

Тогда, если получено расчетное значение $S_{\text{С}}^2$ при подготовке проб, то можно найти $S_{\text{И}}^2$

$$S_{\text{И}}^2 = S_{\text{под}}^2 - S_{\text{С}}^2.$$

Так как в этом случае $S_{\text{И}}^2$ характеризует качество работы исполнителя (или проборазделочной машины), то можно найти долю $S_{\text{И}}^2$ по сравнению с $S_{\text{С}}^2$ в виде коэффициента качества подготовки проб $K_{\text{под}}$

$$K_{\text{под}} = 1 + S_{\text{и}}^2/S_{\text{с}}^2,$$

и в последующем находить погрешность подготовки схемы с учетом качества выполнения работы исполнителями по формуле

$$S_{\text{под}}^2 = K_{\text{под}} \sum_{j=1}^{n_{\text{с}}} 2fS_{K_j}^2 \rho(\bar{d}_j)^3 \left(\frac{1}{q_{\text{жкон}}} - \frac{1}{q_{\text{жнач}}} \right).$$

Из структуры формулы $K_{\text{под}}$ видно, что при идеальной работе исполнителя $K_{\text{под}} = 1$.

УДК 622.73

ОПТИМИЗАЦИЯ ДРОБЛЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ

Хурэлчулуун Ишген¹, Морозов В.В.²

¹КОО «Предприятие «Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия;

²Национальный исследовательский технологический университет
«Московский институт стали и сплавов», г. Москва, Россия

Применение схем дробления в замкнутом цикле обеспечивает уменьшение крупности руды после операций дробления и грохочения и снижение затрат на рудоподготовку [1]. Так на ГОКе Эрдэнэт в качестве основного оптимизационного критерия качества процесса дробления в прежние годы использовался выход класса плюс 15 мм из разгрузки дробилки [2]. При внедрении процесса дробления в замкнутом цикле становится важной корректировка контроля крупности готового продукта, в котором содержание класса плюс 15 мм невелико и не отражает степень подготовленности руды к измельчению. Одновременно, в соответствии с результатами ранее проведенных исследований, высокой информативностью обладают такие параметры процесса как потребляемая мощность привода дробилки [3].

Для оптимизационного управления процессами дробления и грохочения необходимо использовать параметр, отражающий эффективность всех процессов в целом и по отдельности. В качестве такого критерия предлагается использовать критерий «выход продуктивного класса» после корректировки и адаптации к ведению процесса мелкого дробления в замкнутом цикле. На основании данных непрерывного мониторинга параметров процесса дробления, осуществляемого на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» при помощи дробилки КМД-3000Т при варьировании производительности и ширины разгрузочной щели были получены зависимости, представленные на рисунке 1. Анализ полученных результатов показал, что при росте производительности передела дробления свыше 430 т/т происходит существенное возрастание циркулирующей нагрузки,

определяемой как выход класса плюс 12 мм (рисунок 1а). Характерно, что увеличение циркулирующей нагрузки вызывает пропорциональное увеличение потребляемой мощности (рисунок 1б).

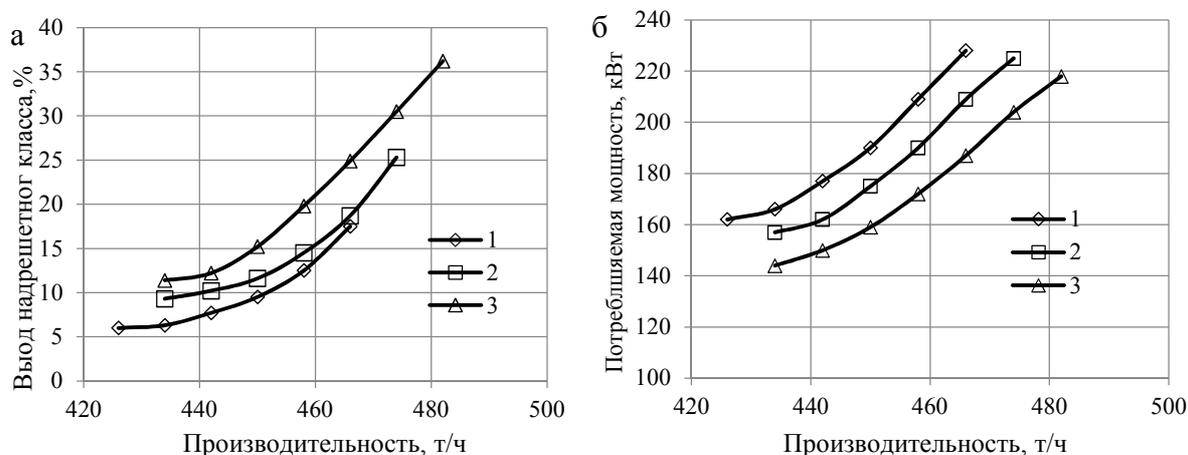


Рисунок 1 – Зависимость выхода надрешетного класса (а) и потребляемой мощности привода (б) от производительности дробилки КМД-3000Т при ширине разгрузочной щели: 1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм

Увеличение нагрузки на грохот (на дробилку) вызывает снижение эффективности грохочения, рассчитываемое как отношение выхода класса минус 8,5 мм к его массовой доле в питании операции грохочения (рисунок 2).

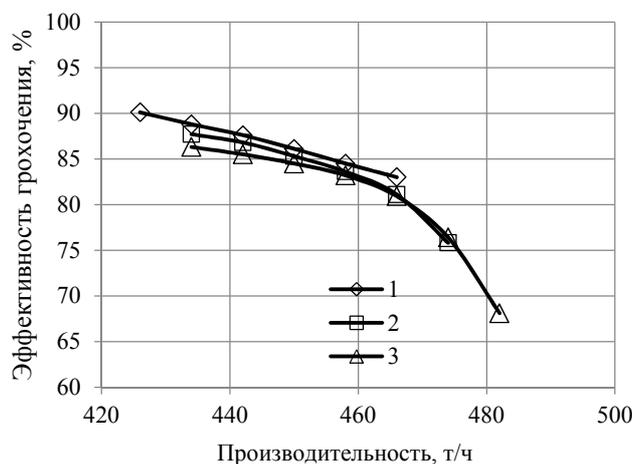


Рисунок 2 – Зависимость эффективности грохочения по классу минус 12 мм от производительности дробилки КМД-3000Т при ширине разгрузочной щели: 1 – 8,5 мм; 2 – 9,1 мм; 3 – 10 мм

Анализ затрат электроэнергии на дробление в замкнутом цикле при различной ширине разгрузочной щели, показывает, что при снижении ширины разгрузочной щели менее 8 мм происходит заметный рост энергозатрат (рисунок 3). Одновременно происходит увеличение выхода класса

минус 2 мм. Анализ параметрической связи между энергозатратами на дробление и выходом класса минус 2 мм, при ограничении пределов колебаний остальных параметров, показывает наличие устойчивой связи для всех типов руд. Показано, что при увеличении выхода класса крупности минус 2 мм происходит резкое увеличение энергозатрат (рисунок 3).

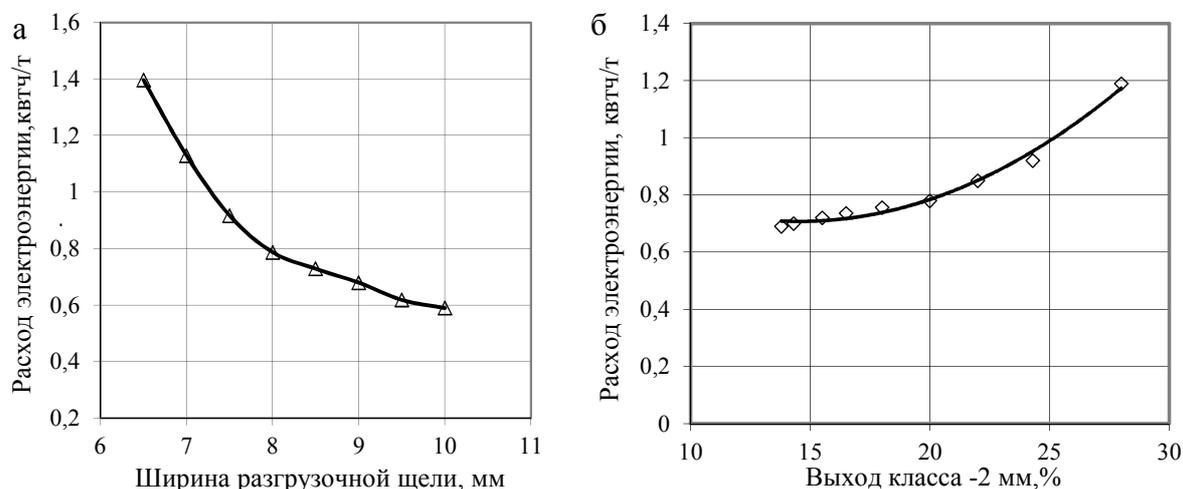


Рисунок 3 – Зависимость величины удельного расхода электроэнергии на мелкое дробление от ширины разгрузочной щели дробилки (а) и выхода класса минус 2 мм (б)

Установленная закономерность объясняется протеканием процесса дробления в неоптимальном режиме, когда энергия привода тратится на непроизводительные цели.

Оценка затрат электроэнергии на дробление с использованием в качестве критерия выхода класса минус 2 мм показывает, что эти параметры тесно связаны между собой, и что увеличение выхода класса минус 2 мм является для процесса дробления негативным фактором.

Увеличение выхода класса плюс 10 мм является также негативным фактором для обогащения из-за снижения эффективности процесса шарового измельчения. Как показывают результаты исследований [1, 4], увеличение выхода класса плюс 10 мм требует увеличения продолжительности измельчения и, соответственно, вызывает рост энергозатрат для достижения в измельченной руде заданного содержания готового класса крупности.

В соответствие с установленными закономерностями в качестве параметра оптимизации процесса дробления предлагается использовать критерий, называемый выход «продуктивного класса» в дробленой руде, причем для процесса мелкого дробления к «продуктивному классу» рекомендуется отнести фракцию +2-10 мм. Такой критерий является комплексным и позволяет вести процесс в режиме, при котором предупреждается чрезмерный выход как крупных, так и мелких классов дробленой руды.

Для проверки адекватности критерия были проведены дополнительные исследования. Были рассчитаны величины выхода «продуктивного класса» для различных режимов дробления и грохочения.

Как видно из рисунка 4, зависимости выхода «продуктивного класса» дробленой руды (+2-10 мм) от производительности носят сложный характер.

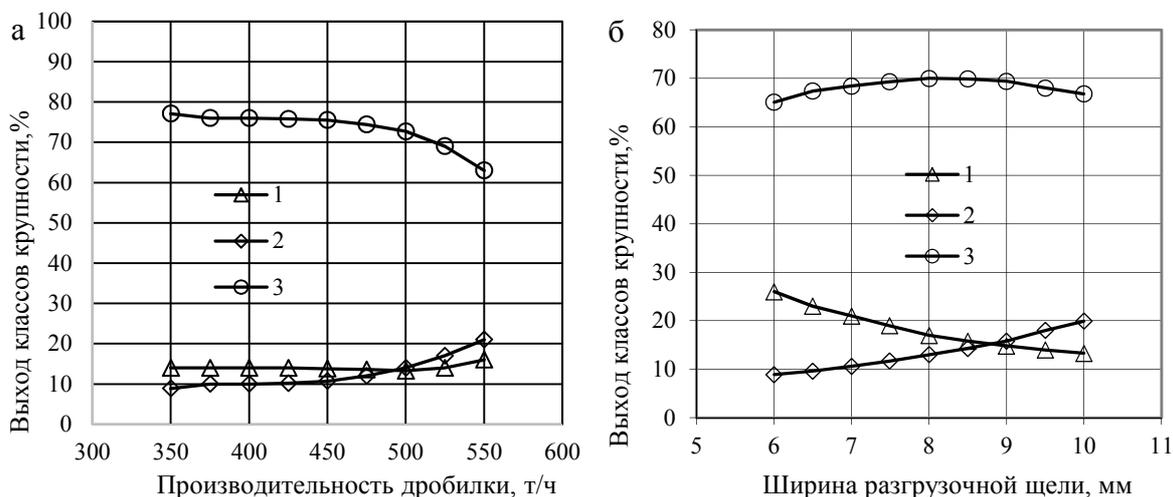


Рисунок 4 – Зависимость выходов классов крупности дробленой руды от производительности (а) и от ширины разгрузочной щели (б) дробилки КМД 3000 Т-2П в замкнутом цикле с грохотом:

1 – выход класса минус 2 мм; 2 – выход класса плюс 10 мм; 3 – выход класса +2-10 мм

Увеличение производительности свыше 450 т/ч ведет к уменьшению выхода «продуктивного класса» вследствие роста выхода класса минус 2 мм. Это происходит вследствие роста циркулирующей нагрузки и увеличения нагрузки на грохот и возвращения кусков готовой крупности в питание дробилки. Зависимости выхода «продуктивного класса» дробленой руды (+2-10 мм) от ширины разгрузочной щели, как видно из рисунка 4, носят экстремальный характер. Увеличение разгрузочной щели более 8,5 мм приводит к уменьшению выхода «продуктивного класса» вследствие роста выхода класса плюс 10 мм. Уменьшение разгрузочной щели менее 7,5 мм приводит к увеличению выхода класса минус 2 мм.

Сравнение полученных зависимостей для открытого и замкнутого циклов позволяет сделать вывод о том, что ведение процесса дробления в замкнутом цикле позволяет получить оптимальный по гранулометрическому составу продукт, характеризующийся максимальным выходом «продуктивного класса» в области значений ширины разгрузочной щели 7,5-8,5 мм.

При этом абсолютное значение выхода «продуктивного класса» в дробленой руде при использовании замкнутой схемы (70,5 %) значительно превышает соответствующее значение для открытого цикла (61,2 %).

Полученные результаты обосновывают целесообразность использования параметра выход продуктивного класса -2+10 мм при оптимизационном управлении процессом мелкого дробления в замкнутом цикле.

Важными вопросами для реализации управления процессом дробления является выбор точки и способа измерения гранулометрического состава руды. В качестве точки контроля гранулометрического состава руды целесообразно использовать конвейер надрешетного продукта. При визио-метрическом анализе потока можно получить информацию о гранулометрических характеристиках плюсового класса и о его выходе.

Для оперативного измерения гранулометрического состава кусковых сыпучих материалов была испытана телевизионная компьютерная система «ГРАНИКС». Система была ориентирована на визио-метрическое определение размера кусков дробленой руды [4].

Качество дробленой руды характеризовали несколькими параметрами дробленой руды: выход различных классов крупности руды, содержание классов минус 2 мм, плюс 12 мм и плюс 15 мм. Среднеквадратическое отклонение измеренных значений составило 3,6 %, а для отдельных измерений измеренное отклонение результатов визио-метрического анализа от результатов измерения способом рассева составило более 8 %.

Выбранный дискретный режим измерений сделал возможным уменьшить ошибки, связанные с неравномерным распределением разгрузки дробилки по поверхности находящегося на конвейере потока руды. Среднеквадратичное отклонение результатов визио-метрического анализа относительно данных ОТК снизилось до 2,4 %, а максимальное отклонение в отдельных опытах не превысило 5,4 %. Внедрение разработанной системы визио-метрического контроля крупности дробленой руды позволяет получить оптимальный по крупности дробленый продукт и сократить расход электроэнергии на процесс рудоподготовки на 2,8 %.

Список литературы

1. Ревнивцев В.И. Основные направления развития рудоподготовки и обогащения рудного сырья цветной металлургии // Цветные металлы. – 1997. – № 3. – С. 1-4.
2. Ганбаатар З., Гээгт Ш. Дэлгэрбат Л. Совершенствование рудоподготовки медно-молибденовых руд // Обогащение руд. СПб. 2003. – С. 3-5.
3. Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. Определение алгоритмических зависимостей для контроля и оптимального управления дробилкой КМД-3000Т2-ДП применительно к условиям ДТО ОФ СП «Эрдэнэт» // Новые решения в технике и технологии добычи и переработки руд. - Сб. докл. расш. засед. науч.-практ. конф., 3-5 окт. 2002 г., Эрдэнэт. – С. 208-216.
4. Хурэлчулуун И., Круглов В.Н. Промышленные испытания и модернизация системы измерения крупности дробленой руды «ГРАНИКС» // Труды межд. конф. «Науч. основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург, 2016. – С. 261-265.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ СОЛНЕЧНОГО ГОКА

Газалеева Г.И., Назаренко Л.Н., Шихов Н.В., Шигаева В.Н., Бойков И.С.
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

По качеству оловянных руд российские месторождения значительно уступают богатым зарубежным. В России в легкообогатимых россыпях заключено всего около 12 % разведанных запасов, в то время как в Индонезии – 100 %. Среднее содержание олова в коренных рудах российских месторождений – 0,28 %, в россыпях – 0,63 кг/м³, что в 2-2,5 раза меньше, чем в аналогичных зарубежных рудах и россыпях. При этом Россия занимает первое место в мире по запасам олова: А+В+С₁+С₂ – 2263,6 тыс. т, и наряду с Бразилией (2000 тыс. т) и Китаем (1800 тыс. т) входит в мировую тройку лидеров по запасам [1].

В 2017 году в ОАО «Уралмеханобр» для разработки технологии обогащения поступили хвосты ОФ Солнечного ГОКа. Задача исследований состояла в получении оловянного и медного концентратов с максимально возможным извлечением. Всего в институт поступило 4 пробы массой 1 т каждая, представленные зерновым и шламовым продуктами в равных частях.

На рисунке 1 показаны отдельные характерные полиминеральные сростки, характерные для материала проб.

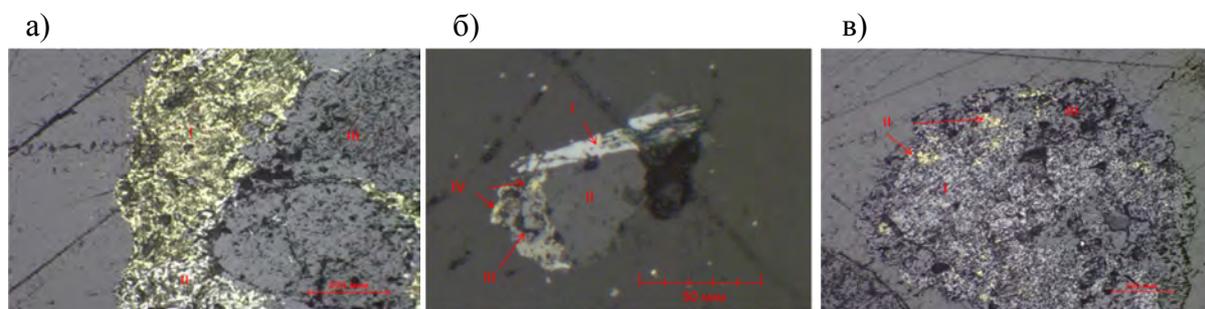


Рисунок 1 – Сростки минералов:

- а) халькопирита, пирротина и нерудных минералов; б) арсенопирита, магнетита, халькопирита и нерудных минералов; в) магнетита, касситерита, станина, халькопирита с нерудными минералами

Содержание олова в пробах по данным химического анализа колеблется от 0,33 до 0,41 %, меди – от 0,42 до 0,46 %. Кроме того, в пробах отмечается повышенное содержание мышьяка – 0,4-0,63 %. В таблице 1 представлено содержание минеральных фаз олова и меди в изучаемых пробах.

Таблица 1 – Формы проявления меди и олова в хвостах Солнечного ГОКа

Формы соединения	Массовая доля, %				Распределение, %			
	1 проба	2 проба	3 проба	4 проба	1 проба	2 проба	3 проба	4 проба
Олово								
Касситерит	0,28	0,33	0,35	0,33	84,85	86,84	85,37	86,84
Станин	0,05	0,05	0,06	0,05	15,15	13,16	14,63	13,16
Итого	0,33	0,38	0,41	0,38	100,00	100,00	100,00	100,00
Медь								
Сульфидная:								
- первичная	0,31	0,24	0,30	0,34	73,81	64,86	66,67	73,91
- вторичная	0,07	0,10	0,11	0,09	16,67	27,03	24,44	19,57
Окисленная	0,02	0,02	0,03	0,02	7,14	5,41	6,67	4,35
Сульфатная	0,02	0,01	0,01	0,01	2,38	2,70	2,22	2,17
Итого	0,42	0,37	0,45	0,46	100,00	100,00	100,00	100,00

Фазовый анализ показал, что олово на 84-86 % представлено оксидом (касситерит), на 13-15 % – сульфидом (станин), а медь на 64-74 % представлена первичными минералами в виде халькопирита, на 16-27 % – вторичными минералами (ковеллин, борнит, халькозин), на 4-7 % – окисленной формой и на 2-3 % сульфатной составляющей. Все приведенные данные показывают, что технология обогащения оловянных хвостов Солнечного ГОКа должна быть очень сложной. Это подтверждено данными определения распределения олова, меди и вольфрама в различных классах крупности и степени раскрытия минералов олова (рисунок 2) и меди.

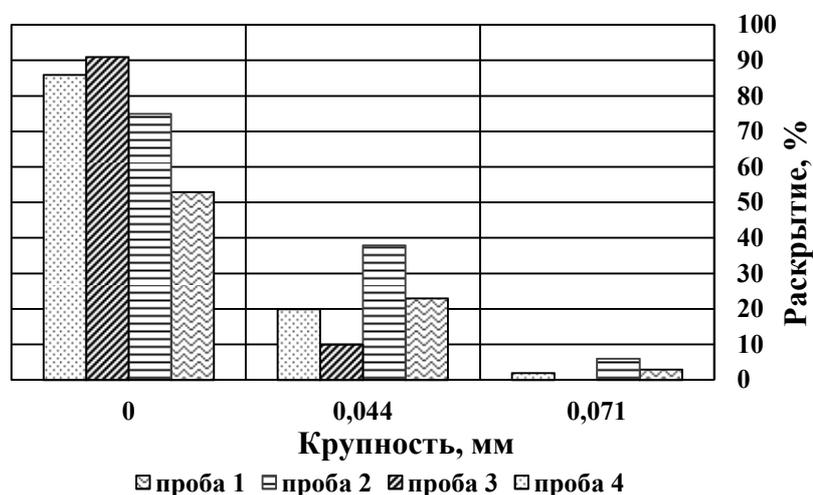


Рисунок 2 – Массовая доля свободных минералов олова в пробах 1-4

Анализ данных рисунка 2 показывает, что минералы олова в классе более 0,044 мм практически не раскрыты и требуют измельчения, но с применением щадящего режима, так как касситерит в значительной степени склонен к ошламованию. Минералы меди, напротив, находятся в раскрытом виде, начиная с класса крупности 0,071 мм. Для обоснования и начала разработки технологической схемы обогащения, кроме приведен-

ных выше данных исследования вещественного состава проб, был проведен анализ физических признаков основных минералов хвостов Солнечного ГОКа (СГОК) в привязке к содержанию их в усредненной пробе, рисунок 3, где α , % – содержание минерала в средней пробе (1:1:1:1); δ , г/см³ – плотность минерала; степень раскрытия – класс крупности в мм, в котором раскрыто более 80 % данного минерала; магнитные свойства в баллах.

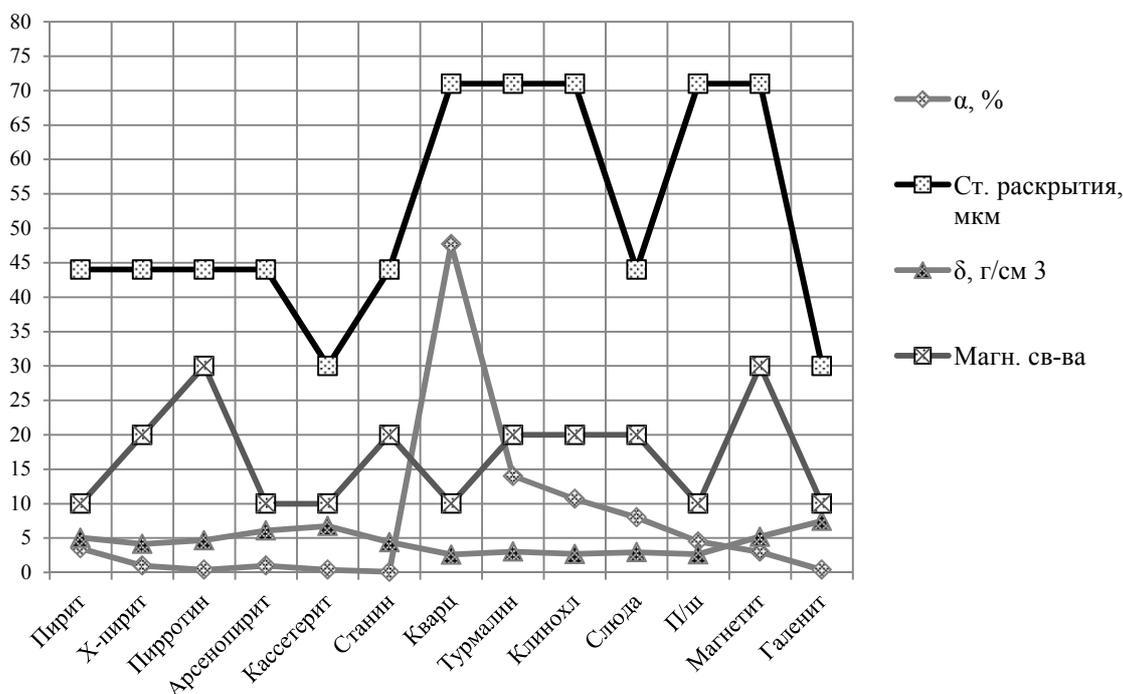


Рисунок 3 – Сравнение физических признаков минералов проб хвостов СГОКа

Данные на рисунке 3 показывают, что первой стадией концентрации полезных минералов должно быть выделение основной массы хвостов в виде кварца, так как его содержание в пробе наибольшее (47 %), он имеет самую низкую плотность, немагнитен и полностью раскрыт. Выделение кварца необходимо производить с помощью гравитационных методов обогащения при разделении материала по классам крупности. На основании представленных выше исследований и априорной информации о схемах оловянных обогатительных фабрик [2] была предложена коллективная технологическая схема получения черновых оловянно-медных концентратов (рисунок 4). В таблице 2 приведены результаты испытания предложенной схемы на усредненных исходных хвостах.

Коллективная схема позволила получить отвальные хвосты ($\beta_{Sn} = 0,074$ %, $\beta_{Cu} = 0,087$ %), выход которых от исходного сырья составил 47,82 %. Общее извлечение олова в коллективные продукты составило 87,63 %, извлечение меди – 89,49 %.

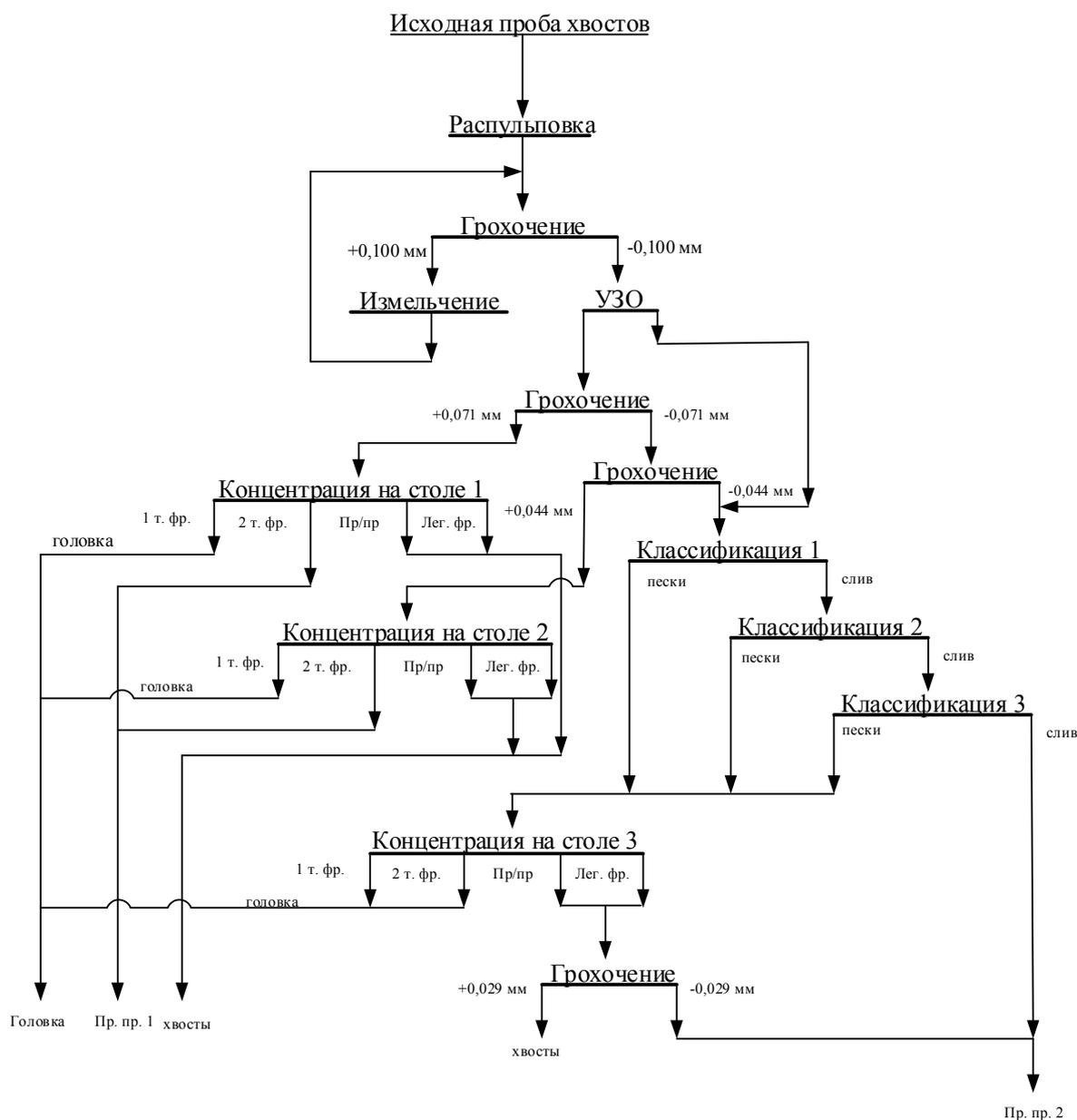


Рисунок 4 – Коллективная схема получения черновых олово-медных концентратов

Таблица 2 – Общий баланс технологических показателей коллективной схемы предварительного обогащения объединенной пробы

Операция	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Sn	Cu	Sn	Cu
Схема 1, проба 1	Концентрат головки	4,8	1,98	1,31	32,76	16,15
	Пр.продукт1	8,37	0,37	0,68	10,69	14,62
	Пр.продукт2	39,01	0,34	0,59	44,18	58,72
	Хвосты	47,82	0,074	0,087	12,37	10,51
Итого		100,0	0,29	0,39	100,0	100,0

Дальнейшие исследования были посвящены разработке технологий обогащения коллективных концентратов. Изначально исследовалась воз-

возможность выделения высококачественного оловянного концентрата из технологической головки коллективной схемы. Исследовались гравитационно-магнитная и магнитно-гравитационная схемы, которые показали отрицательные результаты. При этом продукт измельчался до крупности менее 0,044 мм в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с грохотом. Цель измельчения – раскрытие сростков. В случае испытаний гравитационно-магнитной схемы концентрации олова и меди в тяжелой фракции концентраторов Knelson или Falcon не происходит, в лучшем случае она составила 1,3, а извлечение олова в нее находится на уровне 29,0-43,2 %. Анализ показал, что основными минералами тяжелой фракции концентраторов являются сульфиды, такие как пирит, пирротин и арсенопирит. Если данные минералы с близкими технологическими свойствами по отношению к минералам олова не выделить перед гравитационным обогащением, они будут еще в большей степени концентрироваться в последующих операциях гравитации, не позволяя сконцентрироваться минералам олова, так как содержание этих минералов в разы превышает содержание олова. Магнитный анализ коллективных концентратов показал, что в голове перечистки возможно выделить только магнетит с использованием магнитного поля низкой напряженности. В случае применения сильного поля олово делится пополам из-за концентрации слабомагнитного станина в магнитной фракции. То есть, выделить оловянный концентрат высокого качества из технологической головки невозможно, и в дальнейших исследованиях она была объединена с промпродуктом 1 и определена как зерновой коллективный концентрат, для которого и была разработана схема его перечистки.

Таким образом, была предложена и проверена флотационно-магнитно-гравитационная схема переработки зернового коллективного концентрата (рисунок 5), которая позволила получить медный концентрат с выходом 0,54 % от исходных оловянных хвостов при содержании в нем меди 18,5 % и извлечении 25,65 % и оловянный концентрат с выходом 0,62 % при содержании в нем олова 11,2 % и извлечении 22,87 %.

Далее была разработана технологическая схема перечистки шламового коллективного концентрата, особенностью которой было использование добавок диспергатора (гексаметафосфата) в операции медной и оловянной флотации, обесшламливания и высокоградиентной мокрой магнитной сепарации продукта перед оловянной флотацией.

В итоге по результатам проверки полной схемы на средней пробе исходных хвостов были получены следующие результаты: общий медный концентрат с содержанием меди 18,28 %, извлечением 60,48 % и выходом 1,29 %; оловянный концентрат с содержанием олова 11,35 %, извлечением 50,88 % и выходом 1,3 %. Были получены отвальные хвосты с выходом 97,41 %, содержанием олова – 0,139 %, меди – 0,154 %, с извлечением со-

ответствующих металлов – 46,66 % и 38,45 %. Анализ показал, что данные результаты значительно выше ранее полученных.

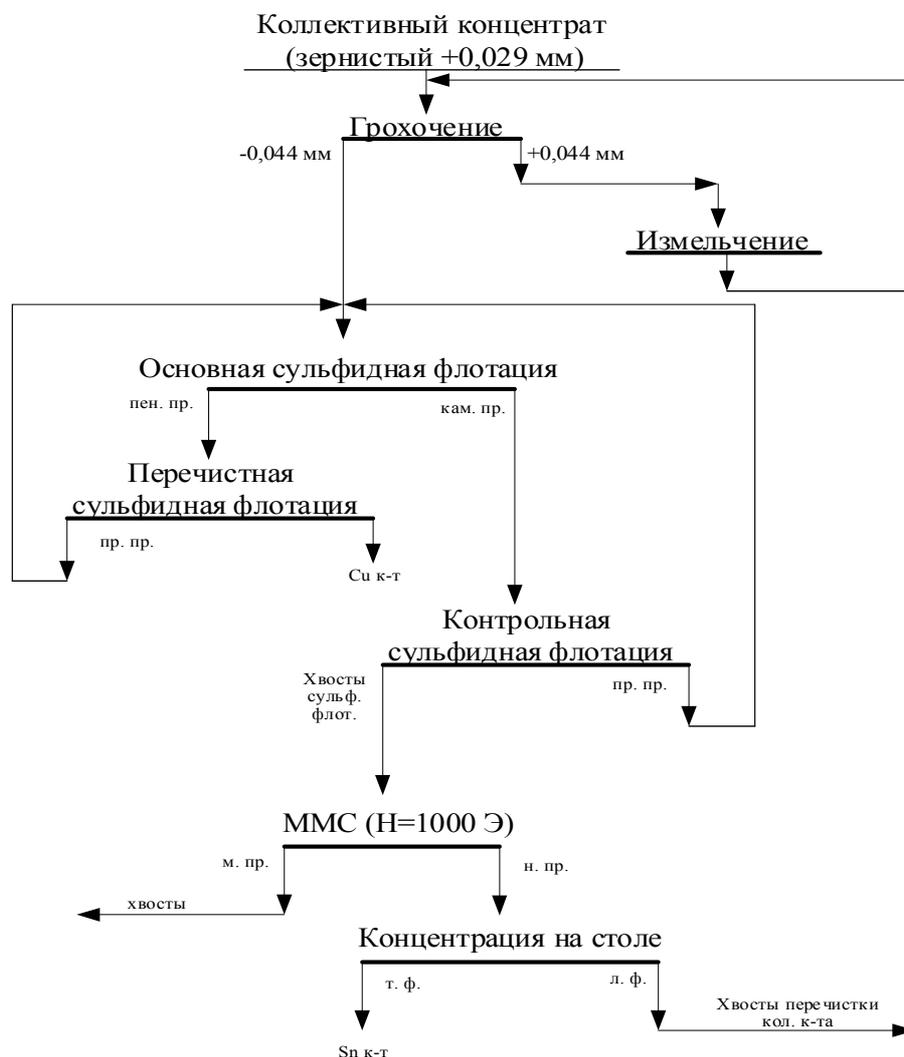


Рисунок 5 – Флотационно-магнитно-гравитационная схема перечистки

Укрупненный технико-экономический расчет показал, что окупаемость капитальных вложений предлагаемой технологии составляет без учета дисконтирования – 7 лет и с учетом дисконтирования – 9 лет.

Список литературы

1. Котляров В.Г., Краснухина А.В., Федулкин В.В. Направления по совершенствованию схем обогащения оловосодержащих шламов // Бюл. НТС по обогащению руд цветных металлов СЭВ. – 1979. – № 5. – С. 49–56.
2. Технология переработки оловосодержащей руды месторождения Казахстана / Федотов П.К., Сенченко А.Е., Федотов К.В., Бурдонов А.Е. // «Обогащение руд». – 2017. – № 1. – С.8-14.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАСКРЫТИЯ ПОРОДНЫХ МИНЕРАЛОВ В СТАДИЯХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

Пелевин А.Е.¹, Сытых Н.А.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург,

²АО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК», г. Качканар, Россия

Схемы обогащения магнетитовых руд построены по принципу стадийного измельчения и магнитной сепарации с выделением хвостов после каждой стадии измельчения. Готовый концентрат получают после последней стадии измельчения и магнитной сепарации, когда породные минералы уже больше не выводятся в хвосты с помощью барабанных сепараторов ПБМ [1, 2].

Применительно к магнетитовым или титаномагнетитовым рудам оценку эффективности стадий измельчения следует проводить не только по показателям работы мельниц и классифицирующего оборудования, но и по показателям стадий магнитной сепарации, так как в схемах обогащения магнетитовых руд стадии измельчения и обогащения неразрывно связаны.

Основным показателем эффективности стадии измельчения является удельная производительность мельницы (стадии) по готовому классу (минус 0,071 или минус 0,044 мм), так как назначением стадии измельчения является раскрытие рудных и породных минералов, что связано с уменьшением крупности руды (промпродукта). Раскрытие рудных и породных минералов в стадиях измельчения не оценивается, что связано с дополнительными затратами на количественный минералогический анализ. Однако раскрытие породных минералов как в стадии измельчения, так и в стадии дробления, можно оценить простым способом по выходу немагнитного продукта операций магнитной сепарации к питанию стадии измельчения или дробления.

Извлечение железа магнетитового в магнитный продукт современных барабанных сепараторов ПБС и ПБМ составляет более 97 % (таблица 1). Это связано с особенностями конструкции магнитных сепараторов и с магнитными свойствами минерала магнетит. При магнитном обогащении в магнитный продукт практически полностью извлекаются не только чистые зёрна магнетита, но и все сростки. Немагнитный продукт в основном представлен минералами пустой породы. Например, массовая доля $Fe_{\text{магн}}$ в суммарных хвостах при обогащении титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения на Качканарском ГОКе составляет менее 0,6-0,7 % (см. таблицу 1). Поэтому выход немагнитного продукта к стадии измельчения или дробления будет характеризовать степень раскрытия породных минералов мельницей или дробилками.

Таблица 1 – Показатели работы стадий уменьшения крупности и магнитной сепарации (Качканарский ГОК, титаномагнетитовая руда, данные 2007 г.)

Стадия уменьшения крупности	Операция СМС или ММС	Массовая доля класса –0,071 мм в питании операции ММС (СМС)	Выход немагнитного продукта, %		Массовая доля Fe _{магн} в немагнитном продукте, %	Извлечение Fe _{магн} в магнитный продукт, %
			к операции	к стадии уменьшения крупности		
Существующая трёхстадиальная схема измельчения						
Дробление						
III	СМС	5 (0-25 мм)	8-9	8-9	0,77	99
Измельчение						
I	ММС-I	18 (0-3 мм)	49-51	49-51	0,6	98
II	ММС-II	22	18-19	50-52	0,5	99
	ММС-III	55	13-14	6-8	0,7	99
III	ММС-IV	75	8-9	8-9	0,9	99
Испытанная двухстадиальная схема измельчения						
II	ММС-II	22	8-9	45-46	1,2	98
	ММС-III	41	9-10	15-20	1,3	98
	ММС-IV	71	4-5	1-2	0,7	99

Исходя из вышеперечисленного, эффективность измельчения магнетитовой руды (промпродукта мокрой магнитной сепарации) в стадии измельчения дополнительно можно оценивать по удельной производительности стадии измельчения (мельницы) по раскрытым породным минералам, т/(ч·м³)

$$Q^{\text{пор}} = Q_{\text{ст}} \cdot \gamma_{\text{ст}}^{\text{н}} / V, \quad (1)$$

где $Q_{\text{ст}}$ – исходная производительность стадии измельчения, т/ч; $\gamma_{\text{ст}}^{\text{н}}$ – выход немагнитного продукта к стадии измельчения, д. ед.; V – объём мельницы, м³.

Схема обогащения титаномагнетитовой руды на Качканарском ГОКе включает сухую магнитную сепарацию мелкодроблённой руды, три стадии измельчения и мокрую магнитную сепарацию после каждой стадии измельчения.

Выход немагнитного продукта операции СМС составляет 8-9 % с массовой долей Fe_{магн}=0,7-0,9 % (см. таблицу 1). Это говорит о том, что в мелкодроблённой руде массовая доля раскрытых породных минералов составляет 8-9 %. Для бедной титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения (массовая доля железа в руде 15-16 %) доля раскрытия породных минералов на стадии дробления низкая, что объясняется преобладанием вкрапленной текстуры руды. В хвосты СМС извлекаются бедные

пироксениты и плагиоклазиты. Тем не менее, применение СМС перед измельчением оправдано, так как позволяет снизить затраты на последующее измельчение.

Первая стадия измельчения схемы обогащения титаномагнетитовой руды Качканарского ГОКа осуществляется в открытом цикле в стержневых мельницах. Выход немагнитного продукта операции ММС-I, питанием которой является слив стержневых мельниц, составляет 49-51 % с массовой долей $Fe_{\text{магн}}=0,6$ % (см. таблицу 1). Это говорит о том, что при измельчении до крупности 0-3 мм массовая доля раскрытых породных минералов составляет 50 %. Поэтому применение стержневого измельчения следует признать эффективным.

Вторая стадия измельчения ОФ КГОКа включает операцию ММС-II внутри замкнутого цикла. Питанием сепараторов является слив шаровой мельницы, магнитный продукт поступает на классификацию в гидроциклоны. Слив является готовым продуктом стадии, пески являются циркулирующей нагрузкой. Слив гидроциклонов поступает на операцию ММС-III. Таким образом, раскрытие породных минералов во второй стадии измельчения следует оценивать по суммарному выходу немагнитного продукта операций ММС-II и ММС-III к питанию стадии. Суммарный выход хвостов к питанию второй стадии измельчения составляет 58 % с массовой долей $Fe_{\text{магн}}=0,53$ %. Это указывает на то, что во второй стадии измельчения при конечной крупности 55 % класса минус 0,071 мм раскрывается 58 % породных минералов (см. таблицу 1).

Выход немагнитного продукта операции ММС-IV, питанием которой является слив гидроциклонов третьей стадии измельчения, составляет 9 % с массовой долей $Fe_{\text{магн}}=0,8-0,9$ %. Это говорит о том, что в третьей стадии измельчения массовая доля раскрытых породных минералов составляет 9 % (см. таблицу 1).

Таким образом, максимальное раскрытие породных минералов достигается в I и во II стадиях измельчения. В третьей стадии измельчения раскрытие породных минералов значительно снижается. Это связано со снижением удельной производительности мельниц третьей стадии измельчения по классу минус 0,071 мм и со снижением массовой доли породных минералов в питании стадии.

На обогатительной фабрике Качканарского ГОКа (на секциях по производству концентрата для агломерации) используются мельницы МШЦ-3600х4500. Соотношение мельниц по стадиям измельчения составляет 2:2:1. Удельная производительность по классу минус 0,071 мм мельницы II стадии в два раза выше, чем мельницы III стадии: 1,05 против 0,5 т/(ч·м³). Удельная производительность по раскрытым породным минералам мельницы II стадии в восемь раз выше, чем мельницы III стадии: 1,64 против 0,21 т/(ч·м³). Это позволяет предположить, что возможен пере-

ход на двухстадиальное измельчение, тем более что соотношение мельниц II и III стадий составляет 2:1.

Одним из путей снижения затрат на измельчение, связанным с сокращением объёма измельчительного оборудования, является использование тонкого гидравлического грохочения в замкнутом цикле измельчения. Грохот по сравнению с гидроциклоном обеспечивает большую эффективность классификации. Применительно к магнетитовым рудам использование тонкого грохочения позволяет получать концентрат требуемого качества при большей его крупности за счёт избирательного измельчения рудных и породных минералов, что проявляется в более высокой массовой доле железа в мелких классах крупности [3].

На обогатительной фабрике Качканарского ГОКа в 2006-2007 г. проведены испытания схемы обогащения с двухстадиальным измельчением руды с использованием во второй стадии измельчения вибрационных гидравлических грохотов «Derrick» модели 2SG48-60W-5STK (первая стадия измельчения не изменялась).

Схема испытана на двух секциях по производству концентрата для агломерации, крупность которого не регламентирована. Для оценки возможности использования одного грохота во второй стадии измельчения использована более развёрнутая схема классификации и магнитного обогащения. Схема второй стадии измельчения включала последовательные поверочную классификацию в гидроциклонах и контрольную классификацию в одном грохоте и операции ММС-II и ММС-III, на которые поступали сливы, соответственно мельницы МШЦ-3600x4500 и гидроциклонов. Готовый продукт второй стадии измельчения (подрешётный) поступал в операцию ММС-IV для получения концентрата. Используются сита с размером ячейки полиуретанового сита 0,15 мм.

Раскрытие породных минералов во второй стадии измельчения, оцененное по суммарному выходу немагнитного продукта операций ММС-II, ММС-III и ММС-IV к питанию стадии, составило 64,5 % при конечной крупности 71,1 % класса минус 0,071 мм, что выше на 6,5 % по сравнению со стандартной схемой (64,5 против 58 %). Выход немагнитного продукта к стадии измельчения по сравнению со стандартной схемой снизился для операций ММС-II и ММС-IV, но значительно увеличился для операции ММС-III. При этом крупность питания операций ММС-III и ММС-IV увеличилась (см. таблицу 1).

Испытанная двухстадиальная схема позволила получить концентрат требуемого качества с массовой долей железа 61,3 % (стандартная схема – 60,8 %) при большей крупности концентрата (71,1 % класса минус 0,071 мм, стандартная схема – 76-82 %). Увеличение крупности концентрата при неизменном его качестве характерно при применении замкнутого цикла измельчения «мельница-грохот» в схемах обогащения железных руд

[3], что проявляется в возможности уменьшения объёма измельчительного оборудования.

При испытаниях схема обогащения с двумя стадиями измельчения стабильно работала при производительности ниже плановой на 10-15 %. Увеличение производительности до плановой приводило к увеличению циркулирующей нагрузки и к переливам пульпы. Кроме этого массовая доля железа общего и магнетитового в хвостах мокрого магнитного обогащения увеличилась (см. таблицу 1), что привело к снижению выхода концентрата. Поэтому испытания были остановлены и сделан вывод, что при имеющемся в наличии оборудовании испытанная схема с двухстадиальным измельчением и с применением одного грохота непригодна к использованию.

Удельная производительность мельницы по классу минус 0,071 мм не изменилась и составила 1,05 т/(ч·м³) как по существующей трёхстадиальной схеме, так и по испытанной двухстадиальной схеме.

Удельная производительность второй стадии измельчения (мельницы) по раскрытым породным минералам, рассчитанная по формуле (1), увеличилась по сравнению со стандартной схемой с 1,64 до 1,88 т/(ч·м³). Это позволило получить концентрат требуемого качества, так как был обеспечен вывод в хвосты достаточного количества породных минералов за счёт их раскрытия.

Использование двухстадиальной схемы измельчения с поверочной классификацией и контрольным грохочением во второй стадии вместо трёхстадиальной схемы применительно к Качканарскому ГОКу позволяет снизить объём измельчительного оборудования. Объём мельницы второй стадии достаточен для раскрытия породных минералов. Для реализации схемы необходимо увеличить количество гидроциклонов и магнитных сепараторов и дополнительно установить один грохот и насос с увеличенной производительностью. Двухстадиальную схему можно применять при производстве концентрата для агломерации, так как крупность концентрата увеличивается.

Список литературы

1. Пелевин А.Е., Сытых Н.А. Стадиальное выделение железного концентрата с помощью барабанного магнитного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10-15.

2. Пелевин А.Е., Мушкетов Ант. Андр. Раскрытие породных минералов в стадиях измельчения титаномагнетитовой руды Гусевгорского месторождения // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы XX Междунар. науч.-техн. конф., 15-16 апреля 2015 г., г. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть». 2015. С. 38-44.

3. Пелевин А.Е., Лазебная М.В. Применение грохотов «Деррик» в замкнутом цикле измельчения на обогатительной фабрике ОАО «Комбинат КМАруда» // Обогащение руд. 2009. № 2. С. 4-8.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Месяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Какушкин С.Н., Вафин В.Р.

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

При добыче и переработке медно-колчеданных руд на горно-обогатительных комбинатах образуются значительные количества минерализованных техногенных вод. Эти сульфатные стоки содержат токсичные тяжёлые и цветные металлы Cu, Zn, Fe, Ni, Pb, Cd, а также взвешенные вещества, что требует их обязательной очистки. Для этого необходимо применять доступные высокопроизводительные технологические схемы, включающие локальные очистные сооружения. Однако в настоящее время для расчета таких схем не предложено надежных, проверенных на практике расчетных методик, в основе которых лежали бы модели процессов очистки. Поэтому представляется актуальной разработка математической модели процесса очистки сточных вод горных предприятий от тяжёлых и цветных металлов с использованием высокотехнологического метода напорной флотации.

Процесс очистки сточных вод горных предприятий включает в себя нейтрализацию стоков (А), их реагентную обработку (В), насыщение системы воздухом (С), флотацию (D) и образование шламов (E).

Далее представляется математическое моделирование процесса очистки сточных вод горных предприятий.

Рассматриваемый процесс описывается системой дифференциальных уравнений:

$$\begin{cases} \frac{dF_A}{dt} = -(k_{AB} + k_{AC} + k_{AE})F_A + k_{BA}F_B + k_{CA}F_C + k_{EA}F_E; \\ \frac{dF_B}{dt} = -(k_{BA} + k_{BD})F_B + k_{AB}F_A + k_{DB}F_D; \\ \frac{dF_C}{dt} = -(k_{CA} + k_{CD})F_C + k_{AC}F_A + k_{DC}F_D; \\ \frac{dF_D}{dt} = -(k_{DB} + k_{DC} + k_{DE})F_D + k_{BD}F_B + k_{CD}F_C; \\ \frac{dF_E}{dt} = -k_{EA}F_E + k_{DE}F_D + k_{AE}F_A. \end{cases} \quad (1)$$

Здесь F_A , F_B , F_C , F_D и F_E – концентрация частиц в состояниях А, В, С, D и E соответственно. Будем считать концентрации функциями времени $t \in R_+$, при этом сумма концентраций частиц со временем остается постоянной, т.е.

$$F_A(t) + F_B(t) + F_C(t) + F_D(t) + F_E(t) = F_0, \quad F_0 \in R_+, \quad \forall t \in R_+. \quad (2)$$

Допустим, что концентрация частиц в исходном состоянии А в начальный момент времени $t = 0$ известна:

$$F_A(0) = F_0, \quad (3)$$

а в остальных состояниях концентрация в начальный момент времени $t = 0$ нулевая:

$$F_B(0) = 0; F_C(0) = 0; F_D(0) = 0; F_E(0) = 0. \quad (4)$$

Так как все величины положительные, то они принадлежат множеству действительных положительных чисел R_+ .

Опишем константы переходов из одной стадии в другую, определяющие процесс протекания флотации, входящие в систему (1).

Константы k_{AB} и k_{AC} (c^{-1}) характеризуют вероятность образования флотокомплекса в течение времени взаимодействия между катионом металла и пузырьком газа (в большинстве случаев воздуха). Допустимо считать, что при очистке сточных вод ГОКов константа k_{AB} (аналогично и константа k_{AC}) определяется из соотношения: $k_{AB} = 1.5qE/(k_0\bar{D})$, где q – скорость барботирования (м/с); E – эффективность захвата взвешенных частиц всплывающим пузырьком газа при флотации, характеризующая вероятность контактирования пузырька с частицей (безразмерная величина); \bar{D} – среднеэффективный диаметр пузырьков во флотационной ячейке (м); k_0 – фактор полидисперсности пузырьков (безразмерная величина), причём на практике чаще всего значение константы k_{AB} принимается равным 10^{-3} .

Перемещение флотокомплекса (частицы металла – пузырёк воздуха) в пенный слой характеризуется константой k_{BD} (также константой k_{CD}): $k_{BD} = v_D/h$, где v_D – скорость подъема флотокомплекса (м/с), h – расстояние от зоны аэрации до пенного слоя (высота флотатора, м).

Константа k_{DB} (k_{DC}), характеризующая извлечение флотокомплекса из пенного слоя при условии его мгновенного удаления, определяется по приближенной формуле: $k_{DB} = B_D C_D G_D \bar{d}^3$, где B_D – коэффициент пропорциональности (безразмерная величина); C_D – концентрация пузырьков в пене; G_D – градиент скорости в подпенном слое (c^{-1}); \bar{d} – средний диаметр пузырька в пене (мкм).

Константа k_{EA} (м/с), определяющая выпадение флотошлама из пенного слоя в зону аэрации, рассчитывается по правилу: $k_{EA} = v_E/h$, где v_E – скорость механического разрушения частиц дисперсной фазы, выпадающих из «пенки».

В ходе работы был проведен и вычислительный эксперимент, в котором для определения концентрации металла в каждом из описываемых состояний в момент времени $t \in [0, T]$, система дифференциальных уравне-

ний (1) с начальными условиями (3), (4) решалась методом Рунге-Кутты четвертого порядка. Для проверки корректности разработанной модели, результаты вычислительного эксперимента сравнивались с экспериментальными опытными значениями. Правильность выбора количества узловых точек N , использованных в методе Рунге-Кутты, контролировалась путем подстановки интерполяционных полиномов, составленных по найденным значениям, в систему (1) и вычисления нормы невязки каждого из уравнений этой системы. В вычислительном эксперименте использовалась интерполяция методом Лагранжа по N найденным узловым точкам. Искомые функции определены в пространстве $L_2[0, T]$, поэтому невязку для полученного интерполяционного полинома $\tilde{F}_A(t)$, характеризующего найденную концентрацию частиц в состоянии А в каждый момент времени $t \in [0, T]$, вычисляли по правилу:

$$\left\| \frac{d\tilde{F}_A}{dt} + (k_{AB} + k_{AC} + k_{AE})\tilde{F}_A - k_{BA}\tilde{F}_B - k_{CA}\tilde{F}_C - k_{EA}\tilde{F}_E \right\|_{L_2[0, T]}^2 = \int_0^T \left\{ \frac{d\tilde{F}_A}{dt} + (k_{AB} + k_{AC} + k_{AE})\tilde{F}_A - k_{BA}\tilde{F}_B - k_{CA}\tilde{F}_C - k_{EA}\tilde{F}_E \right\}^2 dt.$$

Аналогично определялась невязка для функций $\tilde{F}_A(t)$, $\tilde{F}_B(t)$, $\tilde{F}_C(t)$, $\tilde{F}_D(t)$ и $\tilde{F}_E(t)$.

Также для контроля правильности реализации нахождения численного решения задачи (1), (3), (4) проверялось выполнение условия (2) в каждый момент времени, в котором вычислялись концентрации субстрата металла во всех состояниях. Следует отметить, что при проведении вычислительного эксперимента учитывалось большое количество верных значащих цифр (в разработанной программе мантисса бралась равной 70), что позволяет существенно сократить машинную погрешность.

Следует отметить, что вычислительный эксперимент приводился при расходе реагента – собирателя ГлиПЭТ $0,5 \text{ г/дм}^3$. Концентрация металлов в модельных растворах соответствовала усредненным химическим показателям концентрации металлов в минерализованных техногенных водах горно-обогатительных комбинатов медно-колчеданных месторождений Южного Урала, мг/дм^3 : Cu – 250, Zn – 170, Fe – 220, Ni – 2, Pb – 0,5, Cd – 0,6. Таким образом, концентрация металлов в начальный момент времени составляла $643,1 \text{ мг/дм}^3$.

Опытным путём после проведения лабораторного тестирования переработки продуктивных растворов методом напорной флотации были получены следующие значения концентрации тяжелых и цветных металлов в очищенной воде, мг/дм^3 : Cu – 0,005, Zn – 0,02, Fe – 0,17, Ni – 0,04, Pb – 0,01, Cd – 0,01, в сумме – $0,255 \text{ мг/дм}^3$.

Результаты, полученные в ходе вычислительного эксперимента, хорошо согласуются с данными, полученными в процессе лабораторного тестирования, что свидетельствует о корректности разработанной математической модели переработки техногенных минерализованных вод методом напорной флотации.

ВЫВОДЫ

1. Представлена модель процесса очистки сточных вод горных предприятий с использованием метода напорной флотации, в основе которой лежит краевая задача, порожденная системой дифференциальных уравнений первого порядка.

2. Математическая модель позволяет получать информацию о концентрации субстратов металлов в каждом из описываемых состояний в любой момент времени.

3. Проведенные вычислительные эксперименты показали надежность и точность представленной математической модели процесса очистки сточных вод горных предприятий с использованием метода напорной флотации.

4. Использование математического моделирования позволяет проводить процесс очистки сточных вод горных предприятий в оптимальном режиме.

УДК 622.765

ФЛОТАЦИЯ МАЛОСУЛЬФИДНОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЬНОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ ОТАЛЬКОВАННОЙ РУДЫ

**Лавриненко А.А.¹, Макаров Д.В.², Шрадер Э.А.¹,
Саркисова Л.М.¹, Кузнецова И.Н.¹**

¹ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, г. Москва; ²Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Россия

Рост потребности промышленности в металлах платиновой группы (МПГ) и ограниченность ресурсов этих металлов предопределяют необходимость поиска новых источников МПГ. В Карело-Кольском регионе имеется значительное количество платинометалльных интрузий, в которых содержится около 17 % всех ресурсов металлов платиновой группы (МПГ) в стране [1]. Перспективным объектом для освоения является Мончегорский плутон.

Одним из рудных объектов Мончеплутона является рудный пласт 330 горы Сопча, представляющий собой платинометалльное малосульфидное месторождение. По содержанию никеля и меди оно оценено как забалансовое. Главными сульфидными минералами в пласте являются пент-

ландит, халькопирит, пирротин и пирит. Сульфидные включения имеют размер от сотых долей миллиметра до 1-2 мм. МПГ тесно связаны с сульфидами. Отмечается прямая корреляция МПГ и серы. Собственных минеральных фаз содержится мало, их размеры не превышают 5 мкм [2]. Минералы породы представлены оливином, пироксеном и их замещающими тальком, хлоритом и амфиболом.

Исследования проводились на пробе руды пласта 330 состава: 0,29 г/т Au, 0,89 г/т Pd, 0,16 г/т Pt, 0,5 % Ni, 0,9 % S, 0,2 % Cu, 0,016 % Co, 23 % Si, 6,6 % Fe, 12,3 % Mg. По данным рентгенофазового анализа руды основными минералами пустой породы являются пироксен (около 45 %), оливин (форстерит) (около 38 %) и тальк (около 10 %), сульфидов содержится около 2-3 %.

Ввиду тонкой включения ценных компонентов обогащение пробы руды проводилось методом флотации. В качестве собирателей были испытаны основной собиратель сульфидов – бутиловый ксантогенат, Aerophine 3416 и их комбинация в соотношении 1:1, которое по данным предшествующей работы является оптимальным для извлечения платиноидов [3].

Изучалось также влияние времени измельчения на извлечение ценных компонентов при флотации (рисунок 1).

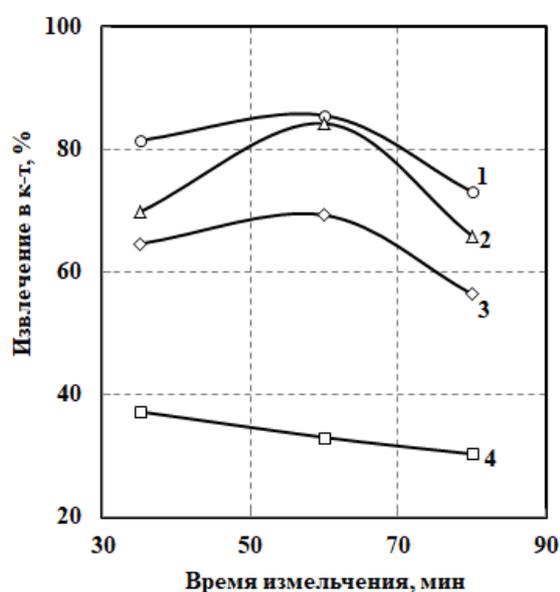


Рисунок 1 – Влияние времени измельчения на извлечение Cu (1), S (2), Ni (3), Si (4) из руды бутиловым ксантогенатом (50 г/т)

Лучшие показатели флотации имели место при продолжительности измельчения 60 мин. При этом выход класса $-71+0$ мкм составляет 87,6 %, класса $-40+0$ мкм – 57,7 %. В класс $-71+0$ мкм переходило до 97 % Ni, 97 % Cu и 98 % S.

Флотация измельченной руды проводилась на пробах пульпы, содержащих 50 г твердой фазы, в лабораторной флотационной машине ФМ2М с объемом камеры 150 см³ по схеме, включающей основную и контрольную флотации, концентраты которых объединялись. В контрольную флотацию подавали 40 % от расхода реагентов в основную флотацию. Вспенивателем служил метилизобутилкарбинол (МИБК).

Влияние расхода исследуемых собирателей на показатели флотации показано на рисунок 2 (а, б, в, г).

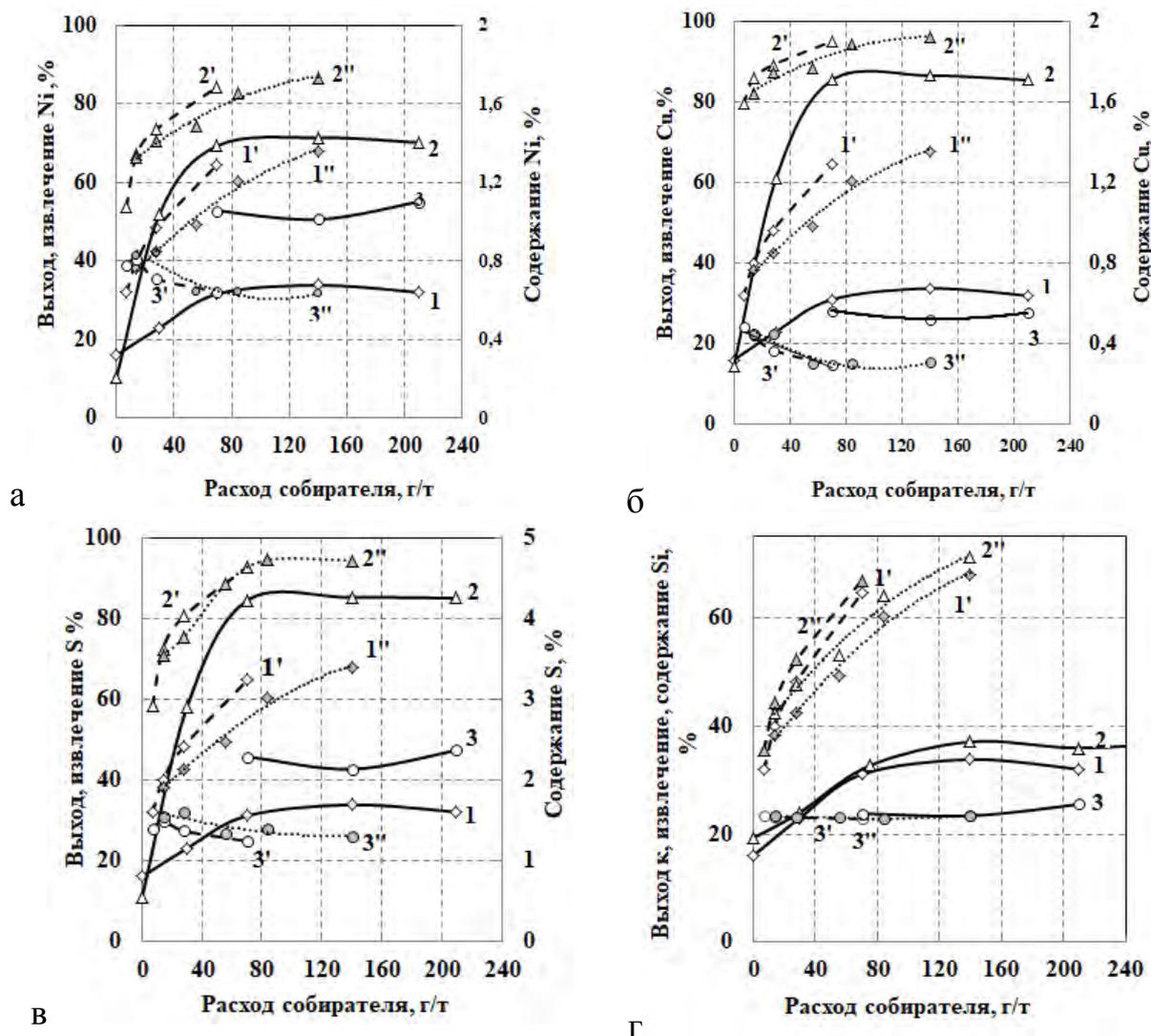


Рисунок 2 – Влияние расхода собирателей на выход концентрата (1,1',1''), извлечение (2, 2', 2'') Ni (а), Cu (б), S (в), Si (г) и содержание (3, 3', 3'') Ni (а), Cu (б), S (в), Si (г) в концентрате:

1, 2, 3 – бутиловый ксантогенат; 1', 2', 3' – Aerophine 3416;
1'', 2'', 3'' – композиция Aerophine 3416 и бутилового ксантогената (1:1)

Сравнение результатов флотации бутиловым ксантогенатом, Aerophine 3416 и композицией бутилового ксантогената и Aerophine 3416 показывает, что при применении Aerophine 3416 и его композиции с бути-

ловым ксантогенатом значительно возрастает выход концентрата и извлечение ценных компонентов и кремния. Причем при флотации Aerophine 3416 и его композицией с бутиловым ксантогенатом получены близкие результаты, однако выход концентрата и извлечение в него кремния несколько ниже при флотации композицией собирателей, что делает предпочтительным применение композиции бутилового ксантогената и Aerophine 3416.

Максимальное извлечение палладия (76 %), никеля – 71,4 %, меди – 86,7 % и серы – 85,1 % при флотации бутиловым ксантогенатом достигалось при расходе 140 г/т и выходе концентрата около 34 %. Извлечение кремния в концентрат составило 37 %. Дальнейшее увеличение дозировки собирателя не оказывало существенного влияния на показатели флотации.

При флотации комбинацией бутилового ксантогената и Aerophine 3416 и суммарном расходе собирателей 84 г/т извлечение серы составило 94,4 %, никеля – 82,9 %, меди – 94,4 %, кремния – 64 %, а выход суммарного концентрата – 60,3 % (рисунок 3). Наряду с увеличением извлечения ценных компонентов при использовании комбинации собирателей возрастает и выход концентрата с 34 % в случае бутилового ксантогената до 60 %.

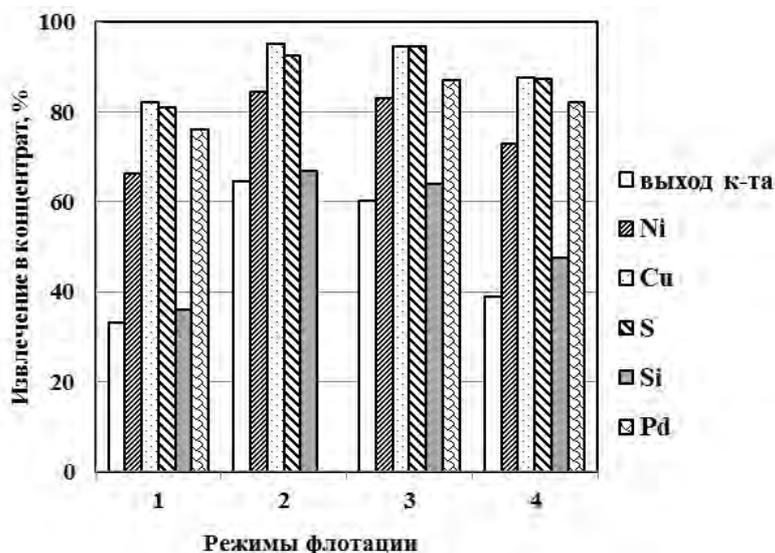


Рисунок 3 – Извлечение компонентов в концентрат при различных режимах флотации руды:

1 – бутиловым ксантогенатом при расходе 140 г/т; 2 – Aerophine 3416 при расходе 84 г/т; 3 – композицией Aerophine 3416 и бутилового ксантогената (1:1) при общем расходе 84 г/т; 4 – композицией Aerophine 3416 и бутилового ксантогената (1:1) при общем расходе 84 г/т и 300 г/т депрессора Depramin 347

Для снижения выхода флотоактивных силикатов применена карбоксиметилцеллюлоза, обычно используемая при флотации медно-никелевых руд для депрессии талька [4, 5]. Депрессия флотоактивных силикатов исследуемой пробы руды осуществлялась реагентом Depramin 347 компании

Akzo Nobel (карбоксиметилцеллюлоза со степенью замещения 0,54 и вязкостью 2 % раствора при 25 °С и 91 мПа·с). Наибольшее снижение выхода концентрата до 39 % достигнуто при его расходе 300 г/т. Извлечение Pd составило 82 %, Ni – 73 %, Cu – 88 %, S – 87 %, кремния – 37 %. По содержанию благородных металлов (2,1 г/т) и никеля (0,8 %) концентрат пригоден для гидрометаллургической переработки по технологии, разработанной в институте Гипроникель [6].

Сравнение исследованных режимов флотации с применением в качестве собирателя бутилового ксантогената, композиции его с Aerophine 3416 и той же композиции в присутствии депрессора пустой породы (рисунок 3) позволило сделать вывод, что извлечение, полученное при флотации композицией бутилового ксантогената и Aerophine 3416 и депрессией флотоактивных минералов породы депрессором Depramin 347 выше, чем при флотации одним бутиловым ксантогенатом при увеличении выхода концентрата лишь на 5 %.

Список литературы

1. Пахалко А.Г. Критерии прогнозирования малосульфидного платинометаллового оруденения южного обрамления Мончегорского плутона по петрографо-геохимическим данным. Дис...канд. г.-м. наук / ВСЕГЕИ. – Санкт-Петербург, 2016. – 142 с.
2. Нерадовский Ю. Н., Рундквист Т.В., Галкин А.С., Климентьев В.Н. К проблеме платиноносности рудного пласта 330 г. Сопча и его промышленного использования (Мончегонский плутон) / Вестник Мурманского государственного технического университета. – 2002. – Т.5. – № 1. – С. 85-90.
3. Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., Глухова Н.И., Шрадер Э.А., Кунилова И.В. Применение сочетания сульфидрильных собирателей при флотации Cu-Ni платинометаллических руд // 2015. ГИАБ. № 9. С. 80-88.
4. Nashwa V.M. The flotation of high talc-containing ore from the Great Dyke of Zimbabwe; m.sc. Velaphi Moses Nashwa/ Pretoria University, South Africa. – 2007. – 166 p.
5. Блатов И.А. Обогащение медно-никелевых руд. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 1998. – 224 с.
6. Салтыков П.М., Калашникова М.И., Салтыкова Е.Г. Гидрометаллургическая технология переработки пентландит-пирротиновых сульфидных концентратов цветных металлов с высоким извлечением металлов платиновой группы // Цветные металлы. – 2014. – № 9. – С. 75-81.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ГРОХОЧЕНИЯ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

Коровников А.Н.¹, Трофимов В.А.¹, Балдаева Т.М.²

¹НПК «Механобр-техника» (АО), ²ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

Технологические процессы ситовой классификации по крупности сухих измельченных материалов широко применяются как в горной индустрии, так и в различных смежных отраслях промышленности.

К таким отраслям относится производство минеральных удобрений и модификаторов почв, где требуется классификация по крупности от 2 мм до 4 мм; производство сухих строительных смесей на основе песка, цемента, гипса, извести – классификация по крупности от 0,1 мм до 5 мм; производство природных и синтетических абразивных материалов – классификация по крупности от 0,05 мм до 3,2 мм, а также другие производства.

Отметим, что эти операции, как правило, являются финишными и в них требуется применение грохотов с высокой эффективностью грохочения и высокой удельной производительностью для получения кондиционных товарных фракций готовой продукции и достижения необходимых технико-экономических показателей производства.

Таким образом, возникла объективная потребность в создании вибрационных грохотов, которые бы по своему техническому уровню соответствовали технологическим регламентам процессов классификации по крупности сыпучих (по международной терминологии гранулярных) материалов.

На протяжении последних нескольких лет конкретизировался ряд технических направлений в проектировании новых грохотов для применения в указанных операциях:

А. Повышение и изменение частоты колебаний:

- высокочастотный режим;
- несимметричные колебания деки (один уровень частоты устанавливается в зоне загрузки грохота, другой – в зоне его разгрузки);
- резонансный и околорезонансный режим.

Б. Динамическое и принудительное воздействие на просеивающие поверхности:

- непосредственное возбуждение просеивающей поверхности;
- ударная связь и линейная передача вибраций;
- «звуковое» возбуждение;
- динамически активные просеивающие поверхности;
- волнообразное движение элементов просеивающей поверхности.

В. Увеличение площади просеивающей поверхности за счет использования многоярусных грохотов.

Г. Принудительная очистка просеивающей поверхности от забивания так называемыми «трудными» зернами.

Разработке и обоснованию этих перспективных направлений посвящены, например, работы [1-6], результаты которых использованы в создании новых типов вибрационных грохотов.

Новые возможности интенсификации процесса классификации сухих сыпучих материалов на основе эффекта вибрационной градиентной сегрегации показаны в работах [7, 8]. В них приведены теоретические обоснования перспективности создания вибрационных грохотов с просеивающими поверхностями, имеющими необычную форму и расположение.

Так, одним из возможных путей повышения производительности и эффективности грохочения при разделении по крупности 0,1-5 мм является применение вибрационного грохота с модифицированной просеивающей поверхностью.

Модифицированная просеивающая поверхность имеет плоскую перфорированную поверхность, на которую установлены с зазором вертикальные или наклонные перфорированные перегородки. Образовавшийся желоб между перегородками предназначен для отвода просеянного материала. Дно желоба внутри перегородок имеет отверстия больше, чем размеры плоской поверхности, что позволяет быстро удалять просеянный материал. Перфорированные перегородки могут быть выполнены зигзагообразно, что должно способствует перемешиванию материала, снижению скорости его вибротранспортирования по просеивающей поверхности и, как следствие, увеличению вероятности прохождения мелкой фракции через отверстия как в просеивающей поверхности, так и в перегородках. Такая конструкция просеивающей поверхности позволяет увеличить слой полидисперсного разделяемого материала, обеспечить эвакуацию частиц через боковую перфорированную перегородку, то есть осуществить градиентное грохочение «в слое». При этом оставшаяся часть материала на просеивающей поверхности приобретает более однородную гранулометрическую характеристику с большой подвижностью. Более однородное по гранулометрической характеристике сырье, поведение которого определяется преимущественно сухим трением, имеет заметно меньшую условную вязкость, которой характеризуется в современном понимании гранулярный материал [9-10]. Таким образом, процесс классификации приобретает предпосылки для увеличения производительности и эффективности грохочения.

Для проведения испытаний был изготовлен макет вибрационного наклонного грохота, на который устанавливались перфорированные металлические сита и модифицированные сита с различными размерами ячеек (0,315 мм; 1,25 мм; 3,0 мм). Классифицируемым материалом являлись отсеvy производства гранитного щебня крупностью 0-5 мм. Выбор отсеvов в качестве грохотимого материала для проведения исследований определя-

ется тем, что они преимущественно складываются на промплощадках дробильно-сортировочных заводов, занимая значительные площади, создавая при этом реальную угрозу окружающей среде [11]. Получение из этого техногенного сырья дополнительной товарной продукции является актуальной технико-экономической задачей и вопросом техносферной безопасности для большинства производителей щебня [12]. Проведение данных исследований позволяет найти возможные пути решения этих задач.

Классификация отсевов на модифицированных и перфорированных ситах производилась в диапазоне следующих значений параметров работы макета грохота:

- крупность разделения: 0,315 мм; 1,25 мм; 3,0 мм;
- частота колебаний: 13,25 - 20 Гц (795 - 1200 мин⁻¹);
- амплитуда колебаний: 1,2 - 2,0 мм;
- угол наклона сит, град: 10° - 14°.

Наилучшие показатели по удельной производительности и эффективности грохочения были достигнуты при частоте 795 мин⁻¹, амплитуде 2 мм и угле наклона просеивающей поверхности 10°-12°. При меньших углах наклона и меньших частотах колебаний наблюдалось ухудшение процесса транспортировки материала по ситовой поверхности, а при существенно более высоких параметрах – частичный выброс материала поверх перегородак при грохочении в толстом слое. Полученные показатели существенно лучше показателей, достигнутых на эталонном грохоте с традиционной конструкцией просеивающей поверхности. Также были получены положительные результаты аналогичных испытаний градиентного грохочения мелкодробленого каменного угля.

Работа выполнена при финансовой поддержке Минобрнауки РФ по Соглашению № 14.579.21.0133 от 03.10.2016 г. (УИПНИ RFMEFI57916X0133).

Научный руководитель проекта академик РАН Л.А. Вайсберг.

Список литературы

1. Вайсберг Л.А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. – М: Недра, 1986, 144 с.
2. Verbesserte Siebeffizienz. Enhanced screening efficiency // AT Mineral Processing. 07-08/2013. -38 p.
3. Schutz S. «Green Screens» // AT Mineral Processing. 07-08/2015. P. 58-62.
4. Höhere Leistungen und sicherer Betrieb. Higher capacities and safer operation // AT Mineral Processing. 07-08/2016. P. 44-45.
5. Пелевин А.Е. Вероятность прохождения частиц через сито и процесс сегрегации на вибрационном грохоте // Известия вузов. Горный журнал. – 2011, № 1, с. 119-129.
6. Dong Nailin, Liu Chusheng, Zhao Yuemin, Zhao Lala Influence of vibration mode on the screening process. International Journal of Mining Science and Technology, Volume 23, Issue 1, January 2013, pp. 95-98.
7. Градиентная вибрационная сегрегация в процессах разделения сыпучих материалов по крупности / Вайсберг Л.А., Блехман И.И., Блехман Л.И., Васильков В.Б. // Обогащение руд. 2015. № 5. С. 20-24.

8. О явлении вибрационной диффузионной сегрегации в сыпучих средах / Блехман И.И., Блехман Л.И., Вайсберг Л.А., Васильков В.Б., Якимова К.С. // Доклады Академии наук. 2016. Т. 466, № 1. С.30-32.

9. Смоловик В.А., Росляк А.Т. Влияние основных свойств сыпучих материалов на характеристики низкоскоростного пневмотранспорта // Теоретические основы химической технологии, 2007, том 7, №6, с 630-633.

10. Блехман И.И. Вибрационная механика и вибрационная реология. Теория и приложения. – М.: Физматлит, 2018, 752 с.

11. Михайлова Н.В. Экологическая эффективность утилизации пылевидной фракции гранитных отсеков // Обогащение руд. 2016. № 6. С. 57-62.

12. Арсентьев В.А., Вайсберг Л.А., Самуков А.Д. Безотходная технология производства строительных материалов массового использования из изверженных горных пород // Горный журнал. 2014. № 12. С. 55-63.

УДК 622.7:519.711.2

СИСТЕМНЫЙ АНАЛИЗ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ¹

Бирюков В.В., Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Олейник А.Г.
ФГБУН Горный институт КНЦ РАН, ФГБУН Институт информатики и
математического моделирования КНЦ РАН, г. Апатиты, Россия

В условиях постоянного снижения содержания полезных компонентов в добываемых рудах требуется разработка и внедрение более совершенных и эффективных технологий, основанных на инновационных методах переработки минерального сырья, экономический эффект от внедрения которых должен многократно превзойти постоянно растущие затраты на производство выпускаемой продукции.

Правильный выбор и расчет оптимальных технологических схем затруднен из-за отсутствия научно обоснованного методического подхода к их разработке. Основным методом получения достоверной информации является физическое моделирование технологии обогащения. Так, при проектировании новой фабрики предварительно проводят исследования на лабораторном оборудовании, затем выбранную схему исследуют в полупромышленных условиях, а полученные результаты, в лучшем случае, проверяют на промышленной фабрике. Технологические исследования по переработке минерального сырья на основе физического моделирования являются очень трудоемким, дорогим и длительным процессом. Каждый объект исследования при таком подходе требует составления новой модели и внесения изменений параметров модели для каждой исследуемой пробы руды.

¹ Работа выполнена в рамках Соглашения с Российским научным фондом № 14-17-00761

С учетом сказанного ставится задача оптимизации технологических схем переработки минерального сырья на этапе их формирования, для решения которой предложено использовать методы моделирования топологий технологических схем переработки редкоземельного минерального сырья, основанные на положениях системного анализа [1, 2]. Эффективным инструментом названного подхода являются автоматизированные системы информационной поддержки синтеза оптимальных схем и циклов процессов обогащения.

Разделение минерального сырья представляется в виде набора процессов его преобразования в продукты разделения. Каждый процесс характеризуется потреблением ресурсов и отражается в концептуальной модели процессов обогащения. Каждый объект обогатительного процесса обладает набором качественных и количественных характеристик, которые могут быть представлены в концептуальной модели как атрибуты соответствующих информационных объектов. При системном подходе объект исследования рассматривается как система, которая является комплексом элементов, объединенных связями и взаимодействующих между собой так, чтобы могла реализоваться ее функция.

Представление сложного технологического объекта, такого как горно-перерабатывающее производство, как системы, предполагает использование ряда категорий, среди которых основными являются структурное представление, связанное с выделением элементов системы и связей между ними, и функциональное представление системы с выделением совокупности функций ее компонентов. С учетом того, что реальный объект обладает бесконечным набором свойств различной природы, система как образ объекта задается на конечном множестве отображенных для наблюдения свойств, присущих образующим ее структуру компонентам. Структура системы определяет заданный уровень сложности по составу отношений на множестве элементов системы или, что эквивалентно, уровень разнообразия проявлений объекта.

Таким образом, разработка технологических схем переработки полезных ископаемых требует научно обоснованного методического подхода. Основным источником получения и применения необходимой для его развития информации традиционно является физическое моделирование последовательных технологических операций со значительными ограничениями возможностей учета переходных процессов работы и взаимосвязей оборудования, а также изменений вещественного состава минерального сырья. В этой связи актуализируется возможность использования в исследовательских целях методов математического моделирования на основе внедрения информационных технологий в процессы решения инженеринговых задач проектирования обогатительного оборудования и разработки технологических схем переработки полезных ископаемых.

Базовыми целями инжиниринга являются разработка, улучшение и реализация технологических, организационных и финансово-экономических моделей технических систем и объектов, что достигается посредством, в том числе, системного анализа при изучении различных явлений абстрагировано от их природы, на основе формальных взаимосвязей между различными составляющими их факторами и характера их изменения под влиянием внешних условий. Интенсификация процессов, как составляющая инжиниринга, подразумевает использование нового оборудования и методик, благодаря которым можно создавать экологически безопасные и энергетически эффективные производства, а также обеспечить рост производительности труда, снижение энергозатрат, потерь и количества побочных продуктов производства. Вопросы применения инжиниринговых подходов в теории обогащения полезных ископаемых достаточно широко освещены в работах представителей российской и американской науки [3, 4].

Осуществление параметрической оптимизации системы, заключающейся в расчете оптимальных технологических параметров исследуемого объекта (выходы, содержания, извлечения полезных компонентов), определяет использование технологических критериев эффективности функционирования единиц оборудования технологических цепей как элементов структурной схемы (рисунок 1), по которым производится оценка соответствия функционирования желаемому результату (цели).

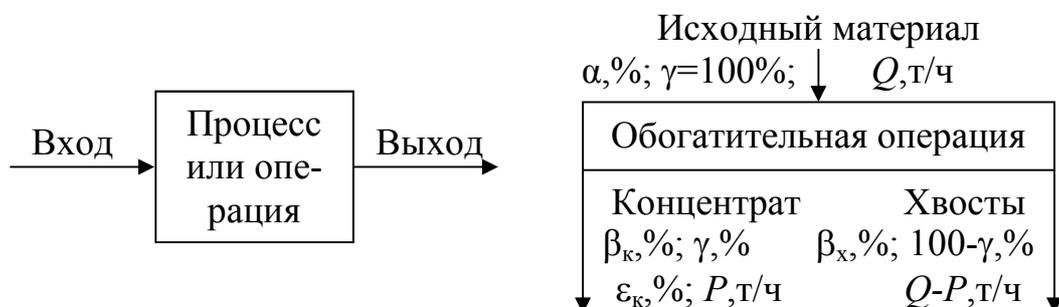


Рисунок 1 – Входные и выходные параметры разделительного процесса:
 α – содержание полезного компонента в питании; β_k – содержание полезного компонента в концентрате; β_x – содержание полезного компонента в хвостах;
 ε_k – извлечение полезного компонента в концентрат

К показателям эффективности функционирования единиц обогатительного оборудования в теории обогащения относятся: кривые обогатимости, сепарационные характеристики, кривые селективности.

В качестве критериев эффективности используются различные эмпирические зависимости, каждая из которых по своей сути является характеристикой влияния качества на эффективность процесса, такой как критерий Ханкока, критерий Хепкера - Волоскова, критерий Стивенса - Коллинза, критерий Барского.

Очевидно, что выбор технологических критериев разделения определяется экономическими соображениями – сопоставлением ценности извлекаемого компонента с себестоимостью процесса обогащения или ростом ценности концентрата с улучшением его качества. Поэтому схемы обогащения минерального сырья можно классифицировать на основе признаков, к которым относится число используемых методов обогащения (монометодные и полиметодные схемы); число используемых в каждом методе процессов; количество и виды циклов, в которых выделяются минералы одного состава, либо минералы с близкими по значению разделительными признаками; число используемых в каждом процессе операций (основной, контрольной, перечистной).

Многостадийные схемы применяют при обогащении тонковкрапленной руды и руд неравномерной вкрапленности. Число используемых стадий изменения крупности полезного ископаемого зависит от крупности зерен минералов и вкрапленности ценных минералов в пустой породе. Каждая стадия содержит набор аппаратов для сокращения крупности, классификации по крупности и сепарации. Окончательный выбор схемы переработки полезного ископаемого основывается на знании вещественного состава, определении методов (метода) разделения, выборе операций обогащения, определении стадийности и числа циклов в технологической схеме, знании производительности проектируемой фабрики, технико-экономических условий региона и ценности добываемого компонента.

Таким образом, структурная оптимизация системы – это выбор оптимальной структуры объекта и технологического процесса. Структура играет основную роль в формировании новых свойств системы, отличных от свойств ее элементов, в поддержании целостности и устойчивости ее свойств по отношению к изменению ее элементов в некоторых пределах. Однако, структурная схема, это еще не модель структуры, поскольку она практически не поддается формализации и является скорее инструментом перехода от содержательного к математическому описанию системы, чем инструментом анализа и синтеза структуры.

Поэтому изучение любой системы предполагает прежде создание ее модели, позволяющей произвести анализ и прогнозировать ее поведение в определенном диапазоне условий, решать задачи анализа и синтеза реальной системы. Особое место при выборе способа моделирования занимает процесс установления соответствия данному реальному объекту некоторого математического объекта. Вид математической модели зависит как от природы реального объекта, так и от задач исследования, требуемой достоверности и точности решения задачи.

Структура характеризует общую конфигурацию системы, а не определяет систему в целом. Если изобразить систему как совокупность блоков, осуществляющих некоторые функциональные преобразования, и свя-

зей между ними, то получим структурную схему, в обобщенном виде описывающую структуру системы.

Применение принципа блочного строения облегчает разработку моделей структурно сложных систем из блоков с минимальным количеством связей. Выделение таких блоков производится с учетом разделения модели по этапам и режимам функционирования системы. Членение на блоки, – декомпозиция, может осуществляться исходя из требуемой степени детализации описания структуры, наглядности отображения в ней особенностей процессов функционирования. Глубина декомпозиции системы определяется выбором критериев оптимальности. Так, выбирая в качестве структурного элемента технологический аппарат, возможно использование только термодинамических, кинетических и статистических критериев разделения полезного компонента и породы. При этом использование экономических и экологических критериев невозможно исходя из принципа эмерджентности.

При анализе технологических цепей обогащения полезных ископаемых можно выделить два основных способа их построения: цикличность и стадийность. Переход от одной стадии к другой сопровождается сокращением крупности перерабатываемого материала, классификацией по крупности и разделением по физическому или физико-химическому признаку. Использование циклов и стадий в качестве элементов декомпозиции позволяет одновременно применять как технологические, так и экономические критерии оптимальности функционирования и осуществлять функциональную (по функциям), компонентную (по виду элементов) и структурную (по виду отношений между элементами) декомпозицию системы. Последовательная декомпозиция системы в глубину приводит к такой иерархии подсистем, нижним уровнем которой является структурный элемент – стадия сокращения крупности руды. Структурный элемент имеет один вход и три выхода (рисунок 2).

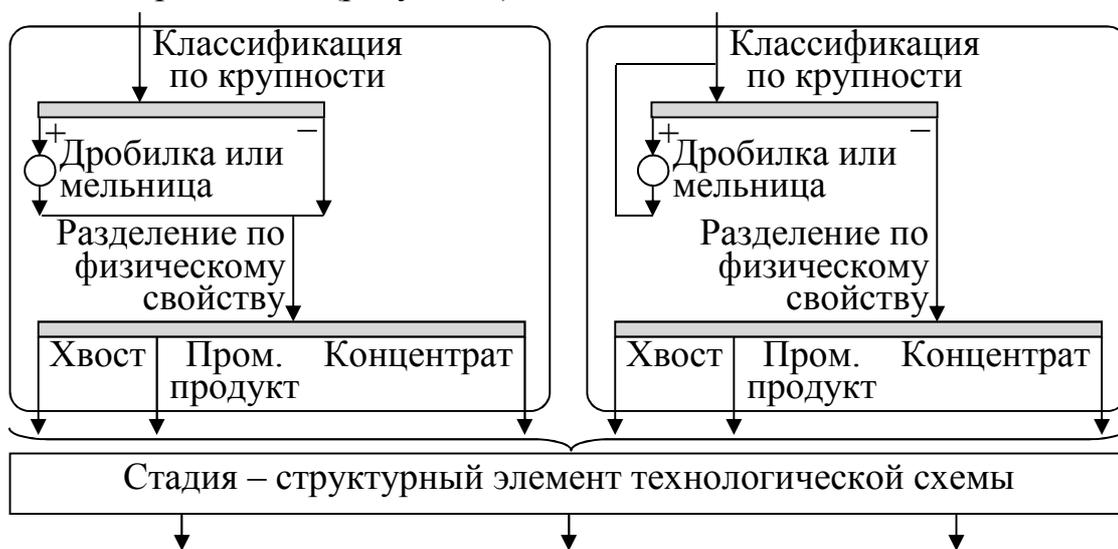


Рисунок 2 – Структурный элемент декомпозиции технологической схемы

Подобное построение технологической схемы в виде последовательно и параллельно соединенных стадий позволяет выработать единые для всех элементов качественные и количественные технические, технологические и экономические характеристики. Кроме того, оно позволяет на основании критериев эффективности отдельных операций оптимизировать внутреннее аппаратное оформление структурного элемента – стадии сокращения крупности.

Список литературы

1. Гейн, К., Сарсон, Т. Структурный системный анализ: средства и методы // М.: Эйтекс, 1992 г., 274 с.
2. Гершенкоп А.Ш., Олейник А.Г., Фридман А.Я. Концептуальное моделирование процессов обогащения минерального сырья // Теоретические и прикладные модели информатизации региона. Апатиты, 2000 г., С. 89-93.
3. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость: учебное пособие // УГГУ, Екатеринбург, 2008 г., 306 с.
4. King C. A model for the quantitative estimation of mineral liberation from mineralogical texture // Inter. Journ. of Miner. Process 1979, № 6., P. 207-208.

УДК 622.7

РЕКОНСТРУКЦИЯ МАЛЫШЕВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНСОДЕРЖАЩИХ РУД

Шестаков К.И., Терехин В.В., Воробьев В.А.
АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

В настоящее время запасы полевошпатовой руды Квартального месторождения, перерабатываемой на обогатительной фабрике Малышевского рудоуправления в объеме 0,5 млн. тонн в год истощаются, в связи с чем был рассмотрен вариант с переходом на переработку молибденсодержащих руд Южно-Шамейского месторождения, химический состав которых представлен в таблице 1, в объеме 1,5 млн. тонн в год.

Таблица 1 – Химический состав руд Южно-Шамейского месторождения

Тип руды	Содержание, %												
	Mo	Fe	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Ca	Cu	MgO	F	As	Прочие
Гранитная	0,068	1,8	0,53	71,2	13,2	4,1	3,5	1,05	0,026	-	-	-	4,5
Гранитно-сланцевая	0,066	5,53	0,54	56,0	14,2	4,41	3,1	2,54	0,068	8,28	1,5	0,0005	2,0

Для обеспечения переработки руд Южно-Шамейского месторождения с одновременным увеличением производительности обогатительной фабрики по переработке руды предусматривается реконструкция техноло-

гической схемы отделения флотации с заменой флотооборудования на машины РИФ, установка мельницы МШР 3750×5000 (в отделении измельчения), строительство помещения турбокомпрессоров (для обеспечения технологическим воздухом пневмомеханических флотационных машин). Отделение для приготовления реагентов не требует установки дополнительного оборудования, все реагенты готовятся и отстаиваются в существующих чанах.

Для бесперебойной работы обогатительной фабрики было принято решение поэтапной замены оборудования с выходом на производительность 0,75 млн. тонн в год, а затем на полную переработку 1,5 млн. тонн в год.

Крупность доставляемой на фабрику дроблёной на карьере руды составляет -14+0 мм. При производительности 0,75 млн. тонн руды в год требуемая для флотации крупность 60 % класса -74+0 мкм достигается на трёх существующих мельницах МШР 2700×3600 работающих в замкнутом цикле с классификаторами. Для достижения планируемой производительности 1,5 млн. тонн руды в год на незадействованные площади отделения измельчения устанавливается мельница МШР 3750×5000, работающая в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Молибдено-пиритный цикл флотации, включающий основную, контрольную и 2 перечистные флотации, проводится на вновь смонтированном флотационном оборудовании РИФ на незадействованных площадях отделения флотации и включает пневмомеханические флотационные машины РИФ-16 и РИФ-1,5, а также агитационные чаны КЧ-15 РИФ. После выхода на производительность 0,75 млн. тонн руды в год демонтируется выведенное из работы существующее флотационное оборудование и на его площадях монтируется требуемое для достижения производительности 1,5 млн. тонн руды в год флотооборудование молибдено-пиритного цикла.

Хвосты молибдено-пиритного цикла отправляются на темноцветную флотацию на флотомашине РИФ-8,5 с предварительной агитацией в КЧ-15 РИФ для выделения с пеной магнитного железа непосредственно в отвальные хвосты. Далее камерный продукт темноцветной флотации проходит дополнительную мокрую магнитную сепарацию, немагнитный продукт которой поступает в алюмосиликатный цикл.

В алюмосиликатном цикле получают два товарных продукта – слюдяной и полевошпатовый концентраты. Получение слюдяного концентрата происходит с помощью основной и трёх перечистных флотаций на флотомашинках РИФ-8,5 и РИФ-0,5 и агитации в КЧ-15 РИФ. Полевошпатовый концентрат получается на хвостах слюдяной флотации и состоит из основной и перечистой флотации на флотомашинках РИФ-8,5.

Далее полевошпатовый и слюдяной концентраты проходят операции сгущения и сушки на существующем оборудовании, загружаются в мягкие контейнера и вывозятся автотранспортом.

Концентрат молибдено-пиритного цикла поступает в молибденовый цикл, где на флотомашинах РИФ-0,5 получается молибденовый концентрат, который после сгущения и фильтрации на вновь устанавливаемом оборудовании грузится в мягкие контейнеры и вывозится потребителям.

Таким образом, по технологии СП ЗАО «ИВС» с использованием пневмомеханических флотационных машин РИФ предполагается получение следующих продуктов:

- концентрат молибденовый в объеме 1,8 тыс. тонн в год с содержанием молибдена не менее 49-50 % при извлечении его 85,2 %.
- концентрат полевошпатовый – 195,0 тыс. тонн в год, содержание K_2O – 6,47 % при извлечении 41,0 %; содержание Na_2O – 5,79 % при извлечении 43,0 %.
- слюдяной мусковитовый концентрат – 18,8 тыс. тонн в год с содержанием слюды мусковита 36,2 % при извлечении 96,3 %.

УДК 622.7

КОМПЛЕКСНОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕООРУЖЕНИЕ АКСУЙСКОЙ, БЕСТОБИНСКОЙ, ЖОЛЫМБЕТСКОЙ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫХ ФАБРИК АО «ГМК КАЗАХАЛТЫН»

Терехин В.В, Русяев Е.В.

АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

По обращению АО «ГМК Казахалтын» компанией СП ЗАО «ИВС» в 2016 году был проведен технический аудит трех золотоизвлекательных фабрик.

Аудит предусматривал:

- Оценку работы:
 - рудоподготовительного цикла;
 - гравитационного цикла;
 - флотационного цикла;
 - циклов сорбционного выщелачивания, десорбции и электролиза;
- Сбор необходимых материалов по качественным показателям обогащения.
- Выводы и рекомендации для поддержания стабильных технологических и экономических показателей действующих обогатительных фабрик.

В результате аудита выявлено, что техническое состояние основного и вспомогательного обогатительного оборудования характеризуется высоким физическим износом оборудования, который, в подавляющей части,

настолько велик, что в значительной степени не позволяет соблюдать регламентные параметры технологии извлечения золота. Постоянные ремонтно-восстановительные работы на оборудовании отвлекают эксплуатационный персонал на непроизводительный труд: на внеплановые ремонты, уборку помещений от проливов пульпы, просыпей руды и т.д., что не позволяет качественно управлять технологическим процессом. Кроме того, на ЗИФ приходится держать сверхнормативную численность эксплуатационного персонала. Еще один проблемный вопрос – это применение низкокачественного оборудования. К примеру, на применяемых установках десорбции, регенерации угля и электролиза не работают контролирующие приборы. В силу этого параметры протока элюента устанавливаются вручную. Проблемы создают также механические агитаторы и внутриёмкостные грохоты. Внутриёмкостные грохоты применяются самодельные, что приводит к частым поломкам их и, соответственно, нарушениям технологического процесса.

По результатам предложены следующие рекомендации:

- довести крупность дробленой руды до 0-15 мм за счет модернизации дробильного оборудования;
- установить современные насос – гидроциклонные установки с регулируемым электроприводом с целью улучшения и стабилизации конечного помола;
- установить флотационные отделения с применением собирателей нового поколения в процессе флотации для получения качественных флотационных концентратов. Флотационные машины должны быть оснащены современными средствами автоматизации для поддержания уровня пульпы и расхода воздуха в камерах, автоматическим замером рН среды. Внедрить сгущение и фильтрацию флотоконцентрата;
- установить заводские высокочастотные грохоты для обеспечения эффективного щепоудаления;
- установить грохоты заводского изготовления с целью повышения эффективности работы оборудования сорбционного выщелачивания;
- установить современные приборы автоматизации технологического процесса;
- выполнить НИР с разработкой технологического регламента, направленного на повышение технологических показателей и снижение себестоимости переработки золотосодержащей руды, на основании чего разработать рабочую документацию для проведения работ по техпервооружению производства.

В декабре 2016 года между АО «ГМК Казахалтын» и СП ЗАО «ИВС» подписан ряд контрактов на реализацию «под ключ» комплекса мероприятий по стабилизации работы и техпервооружению золотоизвлекательных фабрик Аксу, Бестобе, Жолымбет.

Проведены научно-исследовательские работы для подбора оптимальных технологий и параметров работы технологического оборудования, выполнена финансово-экономическая модель работы предприятия на новых показателях с учетом затрат на реализацию комплекса мероприятий по стабилизации и модернизации.

На основании данных работ закуплено оборудование и средства автоматизации, разработана документация и соответствующие строительные решения для установки комплексов технологического оборудования с выдачей комплектов рабочих чертежей.

Выбраны субподрядные организации для проведения строительно-монтажных, шеф-монтажных и пусконаладочных работ. Под контролем технического и авторского надзора проведены строительно-монтажные работы, запущены комплексы оборудования.

Отдельным пунктом следует отметить предоставление услуг по управлению проектом реализации комплекса мероприятий и сопровождению технологического процесса, позволившее:

- выполнить модернизацию без внеплановых остановок производства, переключение проводилось только в период проведения планово-предупредительных работ;
- стабилизировать технологические показатели до проведения техперевооружения за счет организационных мероприятий;
- снизить расход реагентов и энергоносителей за счет применения приборов контроля.

В результате реализации комплекса мероприятий по стабилизации работы и техперевооружению золотоизвлекательных фабрик Аксу, Бестобе, Жолымбет удалось не только стабилизировать их работу, но и повысить показатели извлечения золота во флотационный концентрат и сплав Доре на 3-5 %, увеличить переработку по руде на 10-15 %.

ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЙ КОМБИНАТ «ШИРАЛЬДЖИН» КАК ПРИМЕР ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ

Голованов А.В., Михайлова А.В.
АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

ВВЕДЕНИЕ

Кыргызская Республика обладает значительным потенциалом по многим видам минерального сырья, в том числе и золота, она активно развивает горную отрасль, привлекает международных инвесторов. На балансе по 42 месторождениям (рисунок 1) числятся 616,4 т. золота [1]. По его производству Кыргызстан занимает 3-е место в СНГ после России и Узбекистана, выпуская до 20 т. в год.



Рисунок 1 – Карта золотого оруденения Кыргызской Республики

Крупнейшими золоторудными месторождениями Республики являются Кумтор (396,1 тонны с содержанием 4,26 г/т), Чаарат (76,7 тонны при содержании 3,33 г/т), Куру-Тегерек (39,2 тонны золота и 354,6 тыс. тонн меди при содержаниях 1,075 г/т и 0,97 %), Ункурташ (38,06 тонн при содержании 2,5 г/т) [1]. Но треть разведанных запасов золота сосредоточена в небольших месторождениях, и, как показывает практика, их освоение возможно и рентабельно.

Поэтому в ноябре 2014 года компания ОсОО «Глобал Ширальджин Майнинг» обратилась в СП ЗАО «ИВС» с предложением провести испытания на обогатимость и оценить целесообразность вовлечения в переработку золотосодержащей руды небольшого месторождения «Ширальджин» с последующей разработкой и реализацией проекта строительства обогатительной фабрики производительностью 500 тыс. т. руды в год (66,7 т/час).

ИССЛЕДОВАНИЯ НА ОБОГАТИМОСТЬ

Наиболее оптимальным технологическим решением получения золотосодержащего концентрата из руды месторождения «Ширальджин» ока-

заялся флотационный способ. В марте 2016 года начались проектные работы по разработанному регламенту. Технология опробовалась на полупромышленных испытаниях в августе 2016 года, где был откорректирован водно-шламовый режим и расход реагентов. Корректировка регламента и разработка проекта велись параллельно, в тесном сотрудничестве проектных и научных подразделений компании. В январе 2017 года разработан регламент по гидрометаллургической обработке флотационного концентрата, наработанного в ходе флотационных испытаний. Прямое цианирование руды оказалось нецелесообразным [2, 3].

Экономически выгодным признано строительство комбинированной фабрики, включающей рудоподготовительный, флотационный и гидрометаллургический переделы (рисунок 2) с выпуском сплава Доре. Окупаемость предприятия составила 3,5 года.

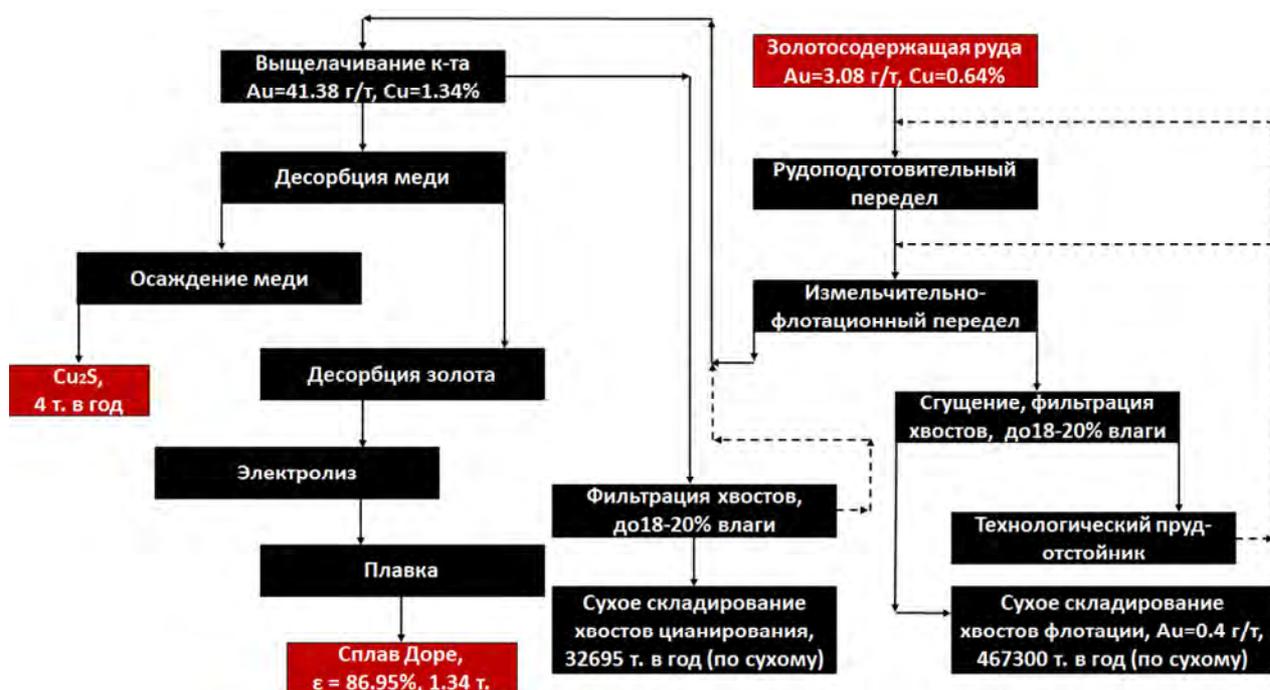


Рисунок 2 – Принципиальная технологическая схема получения сплава Доре из руды

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ

Место строительства фабрики, инфраструктуры и хвостохранилища определено в непосредственной близости к месторождению. Осложняющими факторами при проектировании являлись: сейсмичность (9 баллов), высокогорье (2800 м над уровнем моря), удалённость от инженерных источников (электро- и водоснабжение).

Проектирование ведется в современных BIM программах Autodesk Revit, Civil 3d, Rocscience slide (рисунок 3).

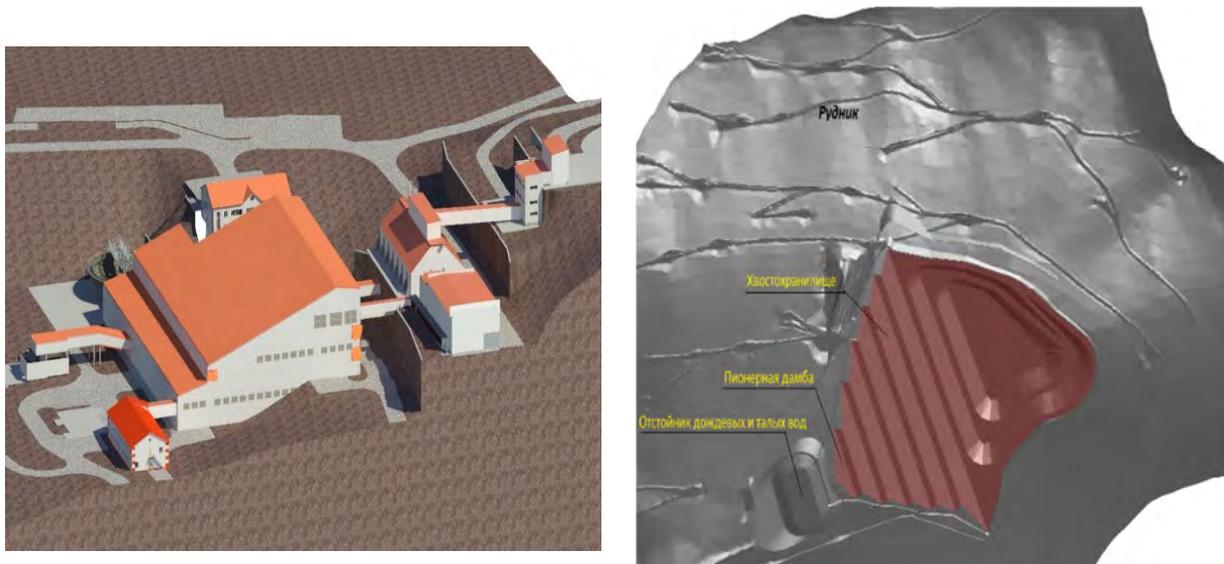


Рисунок 3 – Модели объектов фабрики и хвостохранилища

На основании рельефа местности выбрана каскадная компоновка основных корпусов и оборудования фабрики, при которой обеспечивается самотечное движение руды и продуктов по технологической цепочке от процесса к процессу. Это позволит снизить затраты на транспортирующее оборудование, потребление электроэнергии, воды, и в итоге обеспечивает минимальную себестоимость переработки.

Главный корпус (рисунок 4) предназначен для осуществления подготовительных, основных и вспомогательных мокрых процессов и включает отделения измельчения, флотации, сгущения и фильтрации хвостов флотации и флотационного концентрата, гидрометаллургическое отделение, воздухокомпрессорное отделение. Помещения для проведения обогатительных операций отделены от помещений, где будут осуществляются гидрометаллургические процессы. В корпусе предусмотрены свободные площади для расширения. Это связано с перспективами освоения других месторождений золота, расположенных в непосредственной близости к фабрике, например, месторождения «Джамгыр», «Акташ» и др. Хвостовой сгуститель размещен на улице с организацией под ним отапливаемого помещения насосной.

Корпус приготовления реагентов расположен по отношению к главному корпусу с возможностью самотечной подачи реагентов на дозирочные площадки отделений флотации и гидрометаллургии. Корпус разделен на два блока помещений, предназначенных для флотационного и гидрометаллургического переделов. Склады реагентов спроектированы в соответствии с их химическими свойствами (рисунок 5), и Правилами промышленной безопасности [4]. Места растаривания механизированы и так же, как и растворные и расходные чаны оборудованы индивидуальными вытяжными системами. Приготовление реагентов осуществляется раз в сутки.

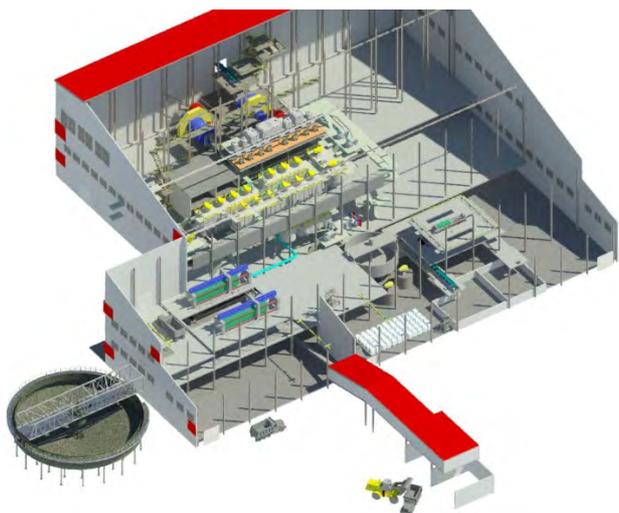


Рисунок 4 – Модель главного корпуса

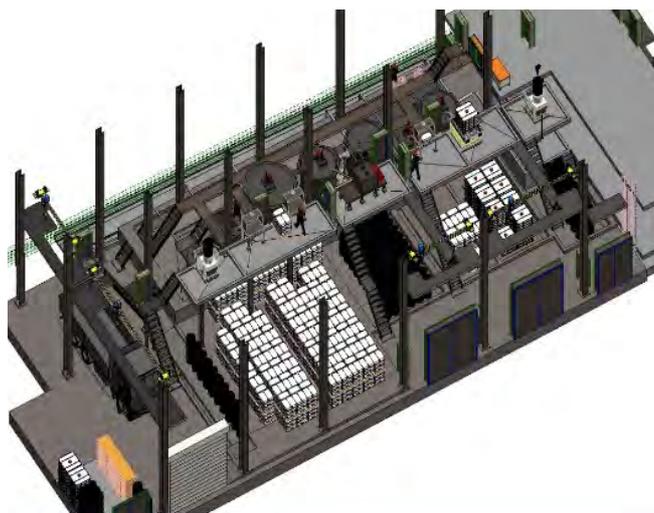


Рисунок 5 – Модель корпуса приготовления реагентов

Для презентации проекта СП ЗАО «ИВС» изготовило 3D макет объекта, который в данное время хранится в Государственном агентстве по геологии и минеральным ресурсам при Правительстве Кыргызской Республики (рисунок 6).



Рисунок 6 – Макет объекта

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Горно-обогатительный комбинат «Ширальджин» является примером успешной совместной работы специалистов ОсОО «Глобал Ширальджин Майнинг» и СП ЗАО «ИВС». Использование комплексного подхода к освоению нового месторождения и рождению предприятия – залог его будущего успеха и стабильности. Непосредственное участие Генерального проектировщика в инженерных изысканиях, исследованиях руд на обогатимость, оценке экономической целесообразности различных технологических решений и вариантов строительства позволяет максимально объек-

тивно подойти к строительству нового предприятия и гарантировать его работу. Тесное взаимодействие всех участников процесса – горного, технологического, гидрометаллургического, проектного, производственного департаментов, входящих в одно объединение «РИВС», позволяет реализовать подобный комплексный подход к рождению предприятия в полную силу.

Список литературы

1. Геологическая служба Кыргызстана.
2. Назаров Ю.П. Технологический регламент «Определение целесообразности вовлечения в переработку золотосодержащей руды месторождения «Ширальджин» с возможностью поэтапного строительства ЗИФ» / Назаров Ю.П., Поперечникова О.Ю. / СП ЗАО «ИВС», 2014 г.
3. Украинцев И.В. Технологический регламент на проектирование золотоизвлекательной фабрики по переработке руды месторождения «Ширальджин» с получением золота в сплаве Доре (гидрометаллургическое отделение) / Украинцев И.В. / СП ЗАО «ИВС», 2014 г.
4. Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов Республики Кыргызстан.

УДК 622.23.05

ВЛИЯНИЕ ОТБОЙНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ НА ИНТЕНСИФИКАЦИЮ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В МЕЛЬНИЦАХ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

Винокуров В.Р.

ФГБУН Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского
Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия

Повышение эффективности измельчительного оборудования является одной из актуальнейших задач горнодобывающих комплексов. Существующий парк мельниц для измельчения минерального сырья реализуют такие общеизвестные способы механического разрушения частиц, как резание, истирание, раздавливание, удар, среди которых наиболее эффективным является ударный способ. Многообразие физико-механических свойств перерабатываемого минерального сырья с учетом структурных и текстурных особенностей и, в особенности, характера вкрапленности полезных компонентов предполагает широкий диапазон конструкций применяемых измельчительных аппаратов с реализацией различных сочетаний комбинированных способов механических воздействий для разрушения геоматериалов.

Однако большинство существующих измельчительных аппаратов реализуют ограниченные одноактные механические воздействия на разрушаемый геоматериал, которые не согласуются с физикой разрушения гео-

материалов, связанной с последовательными процессами образования первоначальных дефектов, развитием системы трещин от начальных до магистральных, вплоть до нарушения целостности единичных зерен.

Для решения данной проблемы в лаборатории Обогащения Полезных Ископаемых ИГДС СО РАН разработан и запатентован ряд новых центробежных аппаратов измельчения, разрушение породы в которых происходит за счет многократных динамических воздействий. Разработанные мельницы многократного ударного действия отличаются конструкцией рабочих органов (активаторов): со ступенчатыми рабочими органами, дисковыми и конусными. Проведенными экспериментальными исследованиями по изучению кинематики движения и разрушения рудных кусков при многократных динамических воздействиях подтверждена эффективность работы разработанных измельчителей.

Для увеличения эффективности работы разработанных центробежных мельниц были проведены экспериментальные исследования с установкой дополнительных отбойных элементов в лабораторных моделях центробежных мельниц со ступенчатыми и конусными рабочими органами.

На рисунке 1 представлена принципиальная конструкция ступенчатой центробежной мельницы.

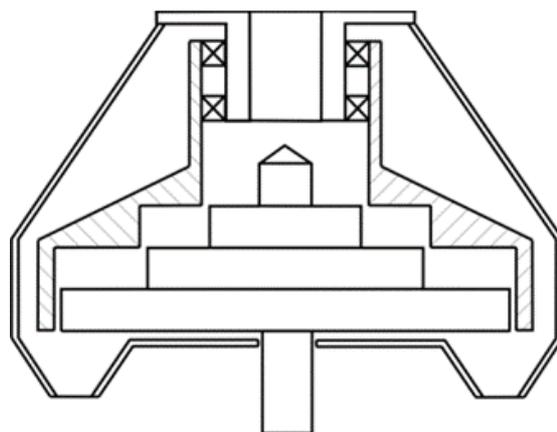


Рисунок 1 – Принципиальная конструкция ступенчатой центробежной мельницы

При экспериментальных исследованиях в лабораторных конусной и ступенчатой мельницах использовалась черносланцевая руда крупностью -2,5+1,6 мм. Измельчение происходило в ступенчатой мельнице без дополнительных отбойных элементов и с разным их количеством в двух вариантах, представленных на рисунке 2.

Вариант № 1 выполнен с четырьмя отбойными элементами на каждой ступени активатора и вариант № 2 – с восемью отбойными элементами на каждой ступени активатора.



а)

б)

в)

Рисунок 2 – Рабочие органы ступенчатой мельницы с дополнительными отбойными элементами:

а) вариант без отбойных элементов, б) вариант № 1, в) вариант № 2

На рисунке 3 представлены сравнительные результаты измельчения в лабораторной ступенчатой мельнице с разными вариантами отбойных элементов.

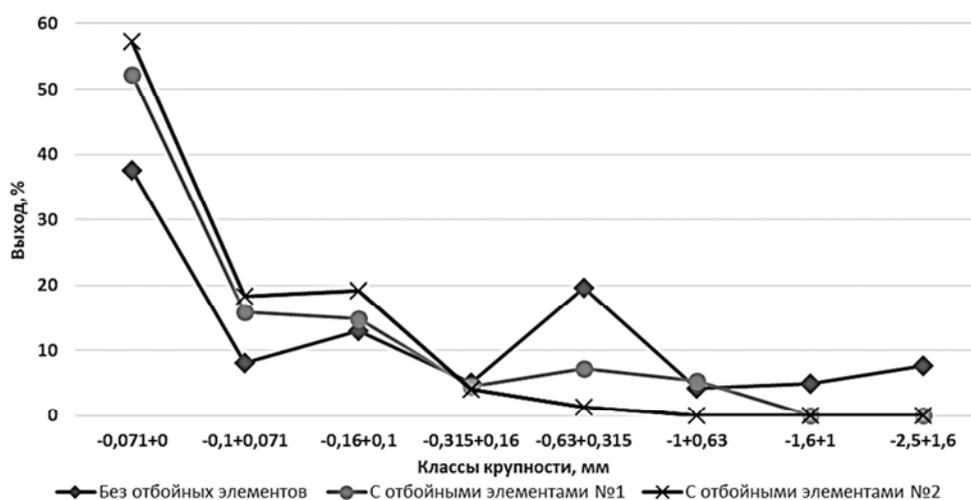


Рисунок 3 – Сравнительные результаты измельчения в лабораторной ступенчатой мельнице

По результатам измельчения видно, что при измельчении с отбойными элементами по варианту № 2 по сравнению с другими вариантами в продуктах измельчения практически отсутствует класс крупности плюс 0,315 мм, за счет чего происходит повышение степени измельчения до 4,17 раз. Повышение степени измельчения в ступенчатой мельнице с отбойными элементами № 2 происходит за счет того, что разрушаемые частицы испытывают дополнительные ударные динамические нагрузки.

Таким образом, установлено, что при дезинтеграции геоматериалов в лабораторной ступенчатой мельнице за счет установки определённого ко-

личества дополнительных отбойных элементов происходит повышение степени измельчения.

Также были проведены экспериментальные исследования по установке дополнительных отбойных элементов на лабораторную центробежную мельницу с конусными рабочими органами.

На рисунке 4 представлена принципиальная конструкция конусной центробежной мельницы.

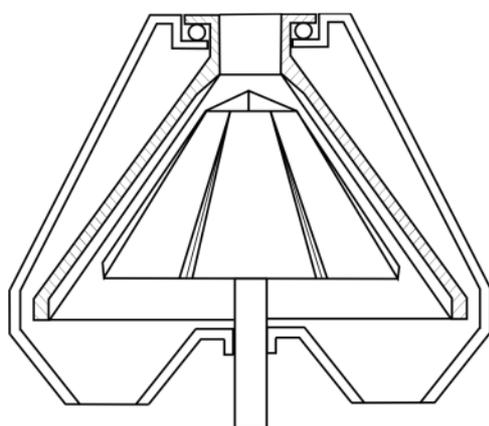


Рисунок 4 – Принципиальная конструкция конусной центробежной мельницы

На рисунке 5 представлены активаторы центробежной конусной мельницы с двумя вариантами отбойных элементов. Вариант № 1 выполнен с шестью вертикальными отбойными ребрами, вариант № 2 выполнен с двенадцатью вертикальными отбойными ребрами.



**Рисунок 5 – Рабочие органы ступенчатой мельницы с дополнительными отбойными элементами:
а) вариант № 1, б) вариант № 2**

Полученные сравнительные результаты измельчения в лабораторной конусной мельнице с отбойными элементами представлены на рисунке 6.

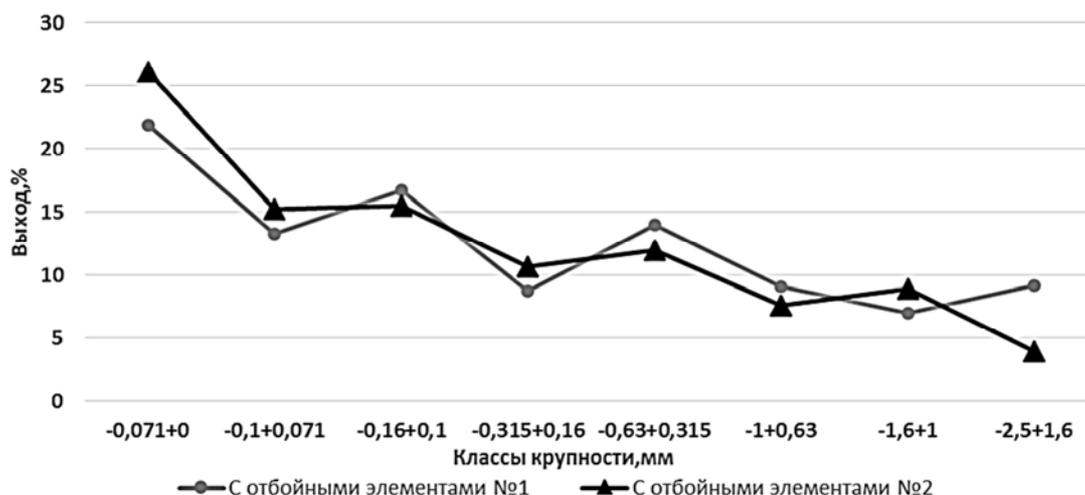


Рисунок 6 – Сравнительные результаты измельчения в лабораторной конусной мельнице

Как видно из рисунка 6 при измельчении в конусной мельнице с дополнительными отбойными элементами № 2 по сравнению с вариантом № 1 происходит сокращение выхода в 2 раза наиболее крупного класса крупности $-2,5+1,6$ мм с переходом его в класс крупности $-0,1$ мм, за счет чего повышается эффективность измельчения.

Повышение эффективности измельчения в мельнице с отбойными элементами № 2 происходит за счет того, что при таком количестве отбойных элементов разрушаемые частицы испытывают дополнительные ударные нагрузки.

В целом, проведенными экспериментальными исследованиями установлено повышение степени измельчения до 4,17 раза в лабораторной центробежной ступенчатой мельнице многократного ударного действия и снижение в 2 раза выхода верхнего класса крупности в лабораторной центробежной конусной мельнице за счет установки и определения рационального количества дополнительных отбойных элементов, необходимых для организации рациональных условий интенсификации динамических контактов разрушаемых частиц с рабочими органами.

РЕКОНСТРУКЦИЯ УЗЛА РУДОПОДГОТОВКИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Горюнов А.В., Церулиев Е.Д.
АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

Установившаяся в последние годы кризисная конъюнктура на мировом рынке цветных металлов обуславливает необходимость постоянной модернизации действующих горно-обогачительных производств, направленной на снижение себестоимости выпуска готовой продукции и повышение рентабельности отрасли в целом. Одним из наиболее перспективных путей решения указанной задачи является внедрение в технологический процесс высоконадежного крупногабаритного оборудования повышенной единичной мощности. Примером этого, в частности, является успешная реализация проекта по реконструкции комплекса рудоподготовки МОФ АО «Алмалыкский ГМК».

С учетом тенденции снижения содержания полезных компонентов на месторождении Кальмакир, дальнейший рост объемов выпуска цветных и драгоценных металлов возможен только за счет увеличения объемов добычи и переработки сырья. В связи с тем, что дробильный цех № 1 и измельчительные секции №№ 1-9 составляют 75 % производственной мощности МОФ, то возникла необходимость рассмотрения возможности реконструкции этих отделений с увеличением производственных мощностей.

В 2013-2014 гг. компанией НПО «РИВС» совместно со специалистами АО «Алмалыкский ГМК» и АО «ТЯЖМАШ» был разработан проект «Реконструкция отделений дробления и измельчения МОФ».

Изначально в проекте предусматривалось строительство комплекса рудоподготовки в составе: склад крупнодробленой руды, конвейерные галереи и перегрузочные узлы, корпус полусамоизмельчения, эстакады пульпопроводов и строительство новой главной понизительной подстанции (ГПП). Реализацию проекта предполагалось выполнить строительством двух измельчительных блоков по 15 млн. тонн руды каждый двумя очередями со сроками реализации в 2 этапа: 1 этап – 2011-2013 гг., 2 этап – 2013-2014 гг.

Реализация проекта предусматривала обеспечение прироста объема по переработке медной руды на 6 млн. т в год и снижение эксплуатационных затрат на 20 %.

В ходе разработки проекта проведены переговоры с крупнейшими мировыми производителями горно-обогачительного оборудования, такими как АО «ТЯЖМАШ» и Krupp Polysius (Германия). Компанией СП ЗАО «ИВС» выполнены тестовые испытания по определению энергозатрат с

целью выбора измельчительного оборудования.

По результатам тестовых испытаний и коммерческих предложений установлено, что эффективность реализации проекта не соответствует предварительным расчётам, принятым в разработанном ТЭО, в частности:

- увеличится потребление электроэнергии;
- увеличатся затраты на приобретение футеровки мельниц, изготавливаемой из специальной стали, которая подлежит обязательному импорту (Россия, Германия);
- определенную сложность представляет решение по конвейерной доставке руды на комплекс ПСИ с карьера Кальмакыр.

Анализ хода реализации проекта, вновь возникших обстоятельств привел к необходимости пересмотра стратегии реализации проекта. В результате проработан оптимизированный вариант проекта, который предусматривает:

- сохранение мощностей имеющегося узла дробления МОФ;
- установку двух шаровых мельниц второй стадии измельчения МШЦ 4,5х6,0 на существующих площадях главного корпуса (увеличение производственных мощностей по переработке руды на 0,8 млн. тонн в год);
- строительство комплекса рудоподготовки с установкой одной мельницы полусамоизмельчения (ММПС 9,5х5,4), двух шаровых мельниц (МШС 5,8х8,1) производства АО «ТЯЖМАШ» и насос-гидроциклонных установок (увеличение производственных мощностей по переработке руды на 7,0 млн. тонн в год).
- демонтаж 4-х единиц физически изношенных мельниц, не подлежащих ремонту (вывод производственных мощностей 1,8 млн. тонн в год).

Узел дробления и измельчения (УДИ) включает в себя секцию полусамоизмельчения руды (ПСИ), введённую в эксплуатацию в декабре 2015 г. Питание секции осуществляется крупнодробленой рудой со склада СКДР, представляющего собой напольный склад общим объемом около 15 тыс. т. На склад руду подают конвейером из корпуса крупного дробления ККД-2, в котором установлена щековая дробилка PEJ1521. Дробилка работает в открытом цикле, предусмотрена операция грохочения на колосниковом грохоте.

В секции ПСИ измельчение осуществляется по двухстадиальной схеме SAB [1] с выводом и додрабливанием критического класса крупности мельниц I стадии. Крупнодробленую руду со склада СКДР подают в мельницу мокрого полусамоизмельчения ММПС 9500х5400 ($N = 10000$ кВт; $V = 337$ м³), работающую в открытом цикле. Разгрузка ММПС 9500х5400 поступает на грохот 2ГРС 2,5х6 РС. Надрешетный продукт поступает в корпус среднего и мелкого дробления на додрабливание, а подрешетный в зумпфы, откуда насосами 450NZJA-MR направляется на батарею гидроциклонов NX660х7. Пески направляются на II стадию

измельчения, реализуемую в шаровых мельницах сливного типа МШЦ 5800x8100 ($N = 5200$ кВт; $V = 185$ м³), работающих в замкнутых циклах с двухступенчатой предварительно-поверочной классификацией в гидроциклонах. Слив гидроциклонов направляется на флотацию. Схема цепи аппаратов корпуса ПСИ представлена на рисунке 1.

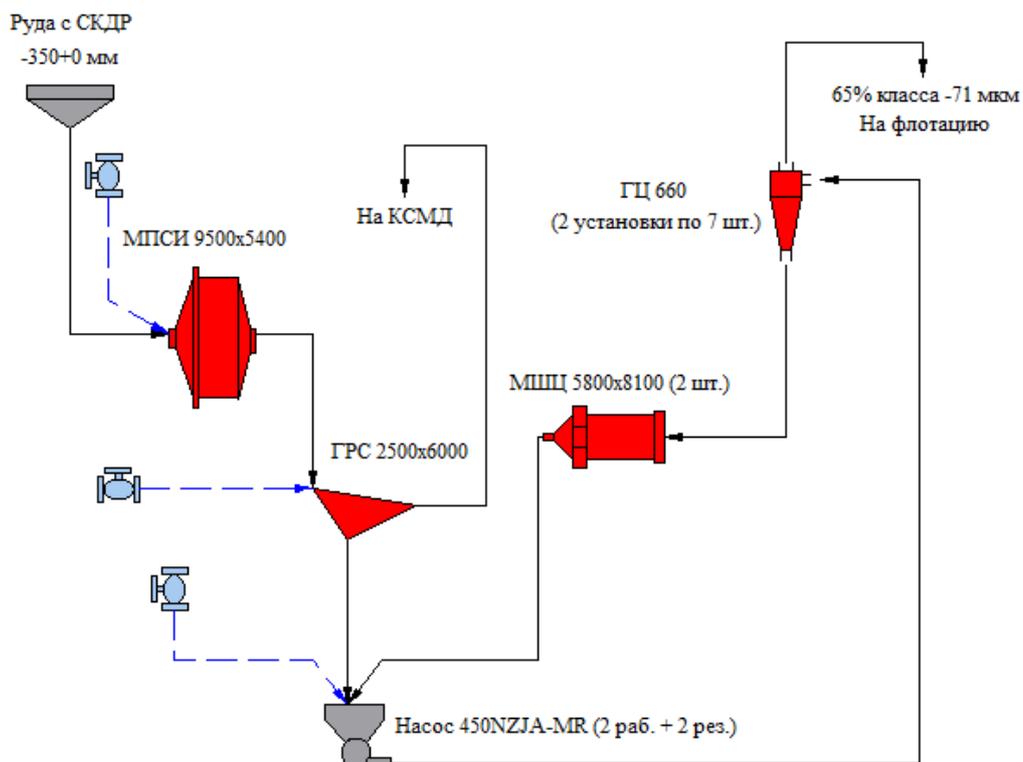


Рисунок 1 – Схема цепи аппаратов корпуса полусамоизмельчения

На рисунках 2, 3 представлены фотографии узла приемки руды и корпуса полусамоизмельчения узла дробления и измельчения перед вводом в эксплуатацию.



Рисунок 2 – Секция УДИ перед вводом в эксплуатацию. Узел приемки руды



Рисунок 3 – Секция УДИ перед вводом в эксплуатацию. Корпус ПСИ

Выводы

Совместная работа специалистов предприятия АО «Алмалыкский ГМК», ведущих инжиниринговых компаний и поставщиков оборудования в лице АО НПО «РИВС», АО «ТЯЖМАШ», компании Naipu и др. позволила в кратчайшие сроки успешно реализовать сложный технический проект по расширению рудоподготовительного комплекса предприятия на 6 млн. тонн в год с доведением общей годовой производительности до 35 млн. т.

В условиях складывающихся тенденций снижения рыночных цен на цветные металлы и прогнозируемого повышения крепости добываемой руды чрезвычайно перспективным представляется продолжение работ, направленных на совершенствование рудоподготовительной технологии путем организации предварительного дробления критического класса крупности в питании мельниц само- и полусамоизмельчения.

Список литературы

1. *Napier-Munn T. J., Morrell S., Mprrisson R. D., Kojovic T.* Mineral comminution circuits: their operation and optimization. Australia, Brisbane, JKMRC, 2005. Chapter 4.

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЛИНЕЙНОГО ВИБРОВОЗБУДИТЕЛЯ ДЛЯ РЕЗОНАНСНЫХ ВИБРОТРАНСПОРТНЫХ МАШИН

Афанасьев А.И., Суслов Д.Н.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Снижение энергопотребления при грохочении и вибротранспортировании горной массы является актуальной задачей. Наши экспериментальные исследования показали, что одним из эффективных вибровозбудителей для резонансных вибротранспортных машин (ВТМ) является линейный электромагнитный двигатель постоянного тока с сенсорным управлением. По сравнению с индукционным и электромагнитным двигателями с конденсаторными накопителями энергии этот вибровозбудитель имеет в 2...7 раз больше отношение движущего импульса к тепловым потерям в обмотке. Основной характеристикой линейного электромагнитного двигателя, работающего часть периода собственных колебаний, является величина движущего импульса.

Для определения величины движущего импульса необходимо знать потери энергии на транспортирование горной массы, находящейся на рабочем органе (РО) за один цикл колебаний, а также потери энергии в упругих опорах и подшипниках двигателя.

При безотрывном перемещении горной массы по рабочему органу (полубыстроходном режиме транспортирования) [1-3] потери энергии в первом приближении можно принять равными работе силы трения, которая равна:

$$F_{\text{тр}} = f_k m_{\text{гр}} g \cos \alpha, \quad (1)$$

где $m_{\text{гр}}$ – масса груза находящегося на рабочем органе, кг; g – ускорение свободного падения, м/с²; α – угол наклона РО ВТМ, град; f_k – кинетический коэффициент трения горной породы о РО.

Путь (S_0) горной массы за один цикл колебаний при резонансной частоте (f_p) может быть определен как произведение средней скорости потока на время цикла (T)

$$S_0 = V T = V / f_p. \quad (2)$$

Массу груза, находящегося на рабочем органе, можно определить из условия неразрывности потока

$$m_{\text{гр}} = QL / V, \quad (3)$$

где Q – производительность ВТМ, кг/с; L – длина РО ВТМ, м.

Таким образом, работа силы трения за один цикл равна

$$A_{\text{тр}} = f_k Q L g \cos \alpha / f_p. \quad (4)$$

Соответственно, коэффициент поглощения за счет потерь на трение горной массы по рабочему органу можно определить из формулы:

$$\Psi_T = 2A_{\text{тр}}(C^*A^2), \quad (5)$$

где C – коэффициент жесткости упругих опор РО, Н/м; A – амплитуда колебаний РО, м.

Коэффициент поглощения за счет потерь в упругих опорах и подшипнике двигателя находятся из формулы

$$\Psi_0 = 1 - \exp(-2\delta/f_p), \quad (6)$$

где δ – декремент затухающих колебаний (натуральный логарифм отношения первой амплитуды ко второй), определяемый экспериментально.

Используя закон сохранения энергии можно получить зависимость движущего импульса (ΔtF) от коэффициентов поглощения

$$\Delta tF = A[Cm(\Psi_T + \Psi_0)]^{0,5}. \quad (7)$$

В результате экспериментальных исследований нами получена зависимость движущего импульса электромагнитного двигателя от квадрата магнитодвижущей силы $((JW)^2)$, умноженной на время импульса (Δt_3). Двигатель имел число витков $W = 270$; диаметр якоря $\varnothing_{\text{я}} = 100$ мм, ток в обмотке $J = 10 \dots 30$ А. Замеры в каждой точке производились при постоянной намагничивающей силе.

$$\Delta tF = 10^{-6} * 4,15x + 23,0 \quad R^2 = 0,87, \quad (8)$$

где $x = (JW)^2 \Delta t_3$.

Уравнение 8 адекватно в соответствующем диапазоне изменения параметров (J и W). Время импульса должно быть не более четверти периода собственных колебаний РО на упругих опорах:

$$0,25 f_p^{-1} \geq \Delta t_3 \quad (9)$$

Таким образом, используя уравнение 8 возможно определить конструктивные (W) и режимные параметры (J) Δt_3 двигателя. В результате наших экспериментов установлено, что для стабильной работы линейного электромагнитного двигателя необходимо обеспечить превышение силы тяги над силой сопротивления в 1,6...2 раза. В таблице 1 приведены экспериментальные значения силы тяги (F) от массы обмотки ($X_1 = -1 \rightarrow 3$ кг; $X_1 = 1 \rightarrow 4$ кг) (фактически числа её витков и сечения проводника) и площади ($X_2 = -1 \rightarrow 20$ см²; $X_2 = 1 \rightarrow 80$ см²) поперечного сечения якоря. В каждой точке было проведено несколько экспериментов.

В результате статистической обработки результатов эксперимента получено следующее уравнение регрессии:

$$F_p = 1135 + 230X_1 + 765X_2 + 115 X_1X_2. \quad (10)$$

Таблица 1 – Матрица планирования и результаты эксперимента ПФЭ 2²

№	X ₁	X ₂	F ₁ , Н	F ₂ , Н	F ₃ , Н	F ₄ , Н	F ₅ , Н	F _{ср} , Н	F _р , Н
1	-1	-1	250	270	280	260	240	260	255
2	1	-1	440	520	500	460	480	480	485
3	-1	1	1500	1560	1620	1520	1580	1560	1555
4	1	1	2200	2300	2220	2250	2230	2240	2245

Уравнение (10) справедливо в соответствующем диапазоне изменения параметров (массы обмотки и площади сечения якоря).

Корреляционное отношение [4-6] уравнения (10) $\eta = 0,99$.

Расчетное значение критерия Стьюдента соответствующего корреляционного отношения: $t_l = 19,8$, а критическое $t_{кр} = 0,95$.

Расчетное значение критерия Кохрена равно: $G_l = 0,176$, а критическое $G_{кр} = 0,55$.

С надежностью 95 % корреляционное отношение значимо, уравнение 10 адекватно, а дисперсия однородна [7-8].

Уравнение 10 показывает, что сила тяги линейного двигателя постоянного тока зависит от массы обмотки и площади сечения якоря, что не противоречит законам электромагнетизма.

Вывод: используя вышеприведенные уравнения возможно для заданной производительности ВТМ определить конструктивные и режимные параметры линейного двигателя постоянного тока.

Список литературы

1. Олевский В. А. Параметры режима и производительности грохотов // Обогащение руд. 1967. № 3 (69). С. 31-37.
2. Потураев В.Н., Франчук В.П., Червоненко А.Г. Вибрационные транспортирующие машины. – М.: Машиностроение, 1964. – 271 с.
3. Потураев В.Н. Резонансные грохоты. М.: ЦНИЭИ-уголь, 1963. – 94 с.
4. Львовский Е.Н. Статистические методы построения эмпирических формул. – М.: Высшая школа, 1982. – 224 с.
5. Андерсон Т. Введение в многомерный статистический анализ. Перевод с английского Б.В. Гнеденко. – М.: Физматгиз, 1963. – 348 с.
6. Справочник по теории вероятности и математической статистике. – Киев: Наукова Думка, 1978. – 256 с.
7. Хартман К. Планирование эксперимента в исследовании технологических процессов / К. Хартман, Э. Лецкий. – М.: Мир, 1977. – 552 с.
8. Румшинский Л.З. Математическая обработка результатов эксперимента. – М.: Наука, 1971. – 176 с.

ОЦЕНКА ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ «В СЛОЕ» В КОНУСНЫХ ДРОБИЛКАХ

Ельникова С.П., Братыгин Е.В.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

В настоящее время известен ряд уравнений для расчёта энергии разрушения, которые были предложены многими учёными. В частности, уравнения Кирпичёва и Кика, Риттингера и Бонда [6]. Также уравнение для определения удельной работы разрушения при дроблении способом кусок о броню и «в слое» было предложено Девяткиным Ю.А. [4]. В этих уравнениях энергия разрушения пропорциональна размеру частицы, возведённому в некоторую степень. В уравнении, предложенном Девяткиным, используется толщина куска или средний диаметр смеси. Три основных энерго-крупностных соотношения обобщаются в уравнение [5, 8]

$$\frac{\partial E}{\partial l} = -\frac{k}{l^n}, \quad (1)$$

где k – коэффициент, представляющий собой энергетический параметр, зависящий от прочности материала, l – крупность, мкм.

Формула Риттингера получена при $n = 2$, формула Кирпичёва-Кика – при $n = 1$, формула Бонда – при $n = 1,5$. Во всех вышеуказанных энерго-крупностных соотношениях используется одно значение крупности питания и продукта, например, в уравнении Бонда крупность определяется как размер частицы по 20 % остатку на сите (P_{80} и F_{80}). Однако, одним значением крупности может быть представлено множество распределений, что показывает неадекватность данного метода [5]. Определение уравнения для расчета затрат электроэнергии на дробление позволит проектировать электропривод и оборудование для рудоподготовки с учётом способа разрушения.

Для описания характеристик крупности дроблёных и измельчённых продуктов используется ряд уравнений, в частности, уравнения Розина-Раммлера и Годэна-Андреева, логарифмически нормальное и логистическое [1, 10]. Наибольшее распространение получило уравнение Розина-Раммлера. Оно описывает гранулометрические характеристики измельчённых и дроблёных продуктов, в том числе продуктов, полученных в результате дробления в дробилках, работающих по принципу «кусок о броню». Однако распределения по крупности, полученные в результате дробления «в слое», отличаются от характеристик, полученных в результате разрушения способом «кусок о броню». Была проведена оценка соответствия продуктов разрушения конусной дробилки, работающей «в слое», уравнениям характеристик крупности. Оценка проводилась с использованием данных промышленных испытаний на пятой технологической линии РУПП «Гра-

нит» по производству кубовидного щебня и показала, что уравнение Годэна-Андреева адекватно для описания гранулометрического состава дроблёного продукта дробилок КМД-2200Т7-Д [3].

Существующие оценки крупности смеси частиц, в частности оценка максимального и номинального значения крупности и др., упрощают расчеты процессов изменения крупности при дроблении и измельчении, так как гранулометрическая характеристика, будучи некоей математической функцией, заменяется одним эквивалентным числом [9]. В связи с этим, О.Н. Тихонов [7, 8, 9] предложил формулу для расчёта удельной потребляемой энергии, учитывающую функцию распределения питания и продукта дробилки, а также закон дробления, согласно которому происходит разрушение материала.

Предложенная формула для расчёта энергии разрушения с учётом характеристик крупности исходного и дроблёного материала имеет следующий вид

$$E_{\gamma} = \int_0^{l_{2max}} \gamma_{др.}(l_2) \left[\int_0^{l_{1max}} \gamma_{исх}(l_1) \cdot E(l_1, l_2) \partial l_1 \right] \partial l_2, \quad (2)$$

где E_{γ} – потребляемая энергия, кВт·ч/т; $\gamma_{исх}(l_1)$ и $\gamma_{др.}(l_2)$ – дифференциальные распределения по крупности для питания и продукта, мкм^{-1} ; $l_1 = \text{вар}$ и $l_2 = \text{вар}$ – переменные размеры частиц питания и продукта, мкм ($0 < l_1 < l_{1max}$; $0 < l_2 < l_{2max}$); l_{1max} и l_{2max} – максимальные размеры частиц питания и продукта, мкм; $E(l_1; l_2)$ – двухмерное энерго-крупностное соотношение как функция начального и конечного размера частиц. Формула учитывает, что исходный и дроблёный продукт содержит частицы неодинаковой крупности, что позволяет использовать не только один размер частиц (максимальный, средний, по 5 и 20 % остатку и др.), а всё распределение частиц по крупности.

В случае дробления «в слое» в качестве дифференциального распределения по крупности для исходного продукта на основании данных оценки гранулометрических характеристик использовано уравнение Розина-Раммлера, а для дроблёного продукта – уравнение Годэна-Андреева. В качестве закона разрушения применяется закон Бонда

$$E(l_1, l_2) = k \left(\frac{1}{\sqrt{l_2}} - \frac{1}{\sqrt{l_1}} \right), \quad (3)$$

где k – коэффициент пропорциональности.

Для правильной оценки энергоэффективности процесса необходимо учесть, что эффективность разрушения каждого класса крупности в конусной дробилке, работающей «в слое», разная, следовательно, необходимо скорректировать вышеприведённую формулу (2) на величину вероятности

разрушения по классам. Вероятность разрушения определяется функцией отбора, характеризующей вероятность разрушения частиц, находящихся «в слое», и функцией классификации, которая определяется параметрами дробилки (размером разгрузочной щели). Функция отбора при разрушении продукта «в слое» и функция классификации представлены в литературе [2, 4, 5, 10]. С учётом вероятности разрушения формула (2) может быть записана

$$E_{\gamma} = \int_0^{l_{2max}} \gamma_{др.}(l_2) \left[\int_0^{l_{1max}} \gamma_{исх}(l_1) \cdot k \left(\frac{1}{\sqrt{l_2}} - \frac{1}{\sqrt{l_1}} \right) \cdot \varepsilon_{l_1} \partial l_1 \right] \partial l_2, \quad (4)$$

где ε – вероятность разрушения классов, д. ед.

Для расчёта энергии, затрачиваемой на разрушение одной тонны материала в конусной дробилке, работающей «в слое», были использованы данные, полученные в ходе проведения промышленных испытаний на пятой технологической линии РУПП «Гранит». Удельная энергоёмкость дробления определялась по формуле

$$E = \frac{I \cdot \sqrt{3} \cdot U \cdot \eta \cdot \cos \varphi \cdot \eta_{др.}}{1000 \cdot Q}, \quad (5)$$

где E – удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т; I – ток, А; U – напряжение, В; η – к.п.д. двигателя, д. ед.; $\cos \varphi$ – коэффициент мощности двигателя; Q – производительность дробилки, т/ч; $\eta_{др.}$ – к.п.д. дробилки, д. ед.

Также проведен расчёт энергии разрушения по данным испытаний для всех проб по формуле Бонда (3). Данные расчётов представлены в таблице 1 и на рисунке 1.

Расчётные данные показывают, что значения удельного расхода электроэнергии, полученные в результате расчёта по формуле Бонда систематически занижены, в то время как значения, полученные по предложенной формуле (4) близки к экспериментальным данным.

Таким образом, методика проведения вычислительного эксперимента для оценки энергоэффективности процесса состоит в следующем:

- 1) Определение типа и коэффициентов уравнения распределения крупности для исходного и дроблёного продуктов;
- 2) Выбор закона разрушения и энергетического параметра k ;
- 3) Определение вероятности разрушения классов крупности с использованием функций отбора и разрушения для исследуемого материала и дробилки;
- 4) Расчет удельных затрат электроэнергии с использованием уравнения (4) с учётом определённых уравнений распределения, вероятности и закона разрушения путем аналитического (если это возможно) или численного интегрирования.

Таблица 1 – Результаты расчётов энергии, затрачиваемой на разрушение для проб, полученных путем смешивания

Номер пробы	Размер разгрузочной щели, мм	Крупность питания по 20% остатку, мкм	Крупность продукта по 20% остатку, мкм	Энергия расчётная по формуле (3), кВт·ч/т	Энергия расчётная по формуле (5), кВт·ч/т	Энергия расчётная по формуле (4), кВт·ч/т
Пробы, полученные прямым отбором						
2	15,8	32130	17490	0,333	0,461	0,477
3	20,9	32750	21690	0,212	0,335	0,330
6	12,8	31570	16030	0,381	0,576	0,563
Пробы, полученные путем смешивания						
2	15,8	32130	17160	0,345	0,494	0,511
3	20,9	32750	20840	0,235	0,347	0,362
4	20,5	32150	18170	0,309	0,354	0,369
5	24,7	32150	21520	0,208	0,305	0,318
6	12,8	31570	14320	0,458	0,590	0,588
8	15,5	32150	17460	0,334	0,474	0,484
9	15,5	32150	16120	0,386	0,496	0,513
10	13,4	32150	15800	0,400	0,526	0,532

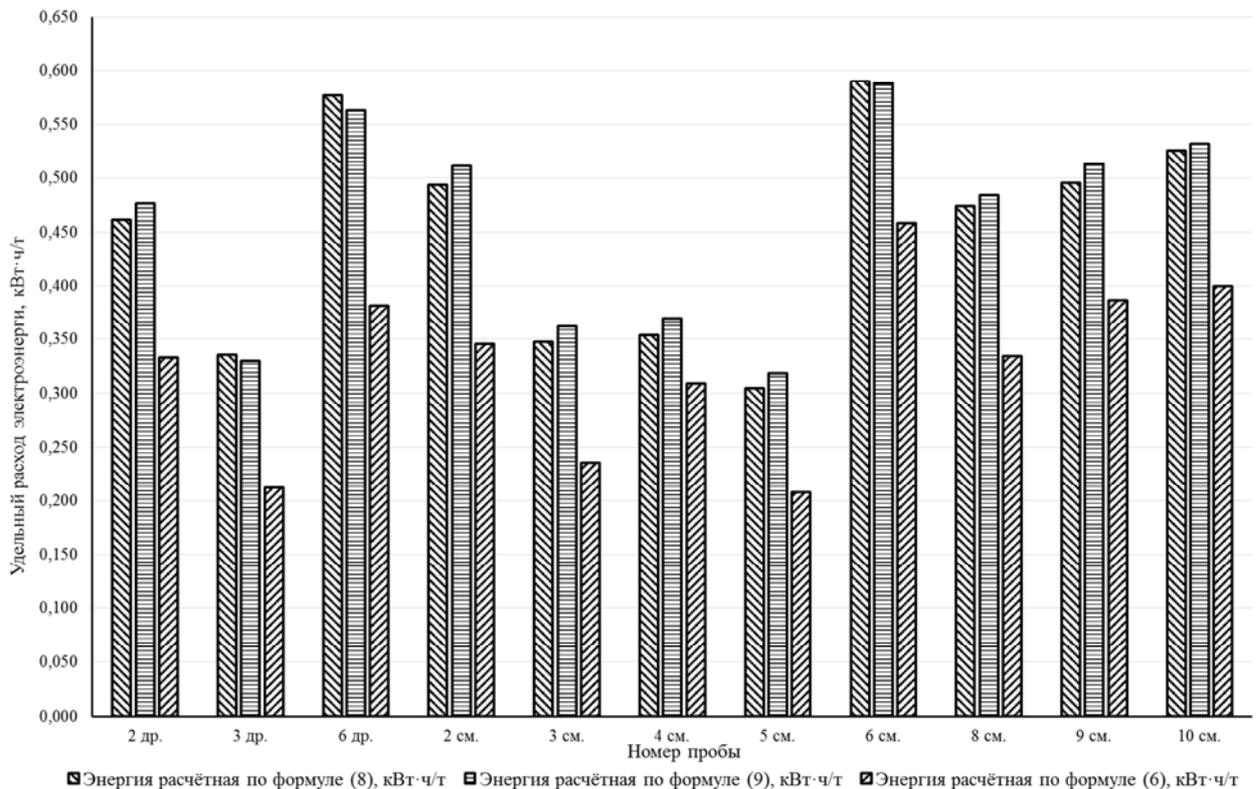


Рисунок 1 – Результаты расчёта удельного расхода электроэнергии при дроблении в конусной дробилке, работающей «в слое», по данным промышленных испытаний

Список литературы

1. Андреев С.Е., Зверевич В.В., Перов В.А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Изд. 2-е, испр. и доп. М., изд-во «Недра», 1966 г. – 395 с.
2. Газалеева Г.И., Цыпин Е.Ф., Червяков С.А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. – Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. – 914 с.
3. Газалеева Г.И., Ельникова С.П., Братыгин Е.В. Оценка гранулометрического состава дроблёного продукта, полученного при дроблении «в слое» /Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья: материалы Междунар. науч. конф., Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017, с. 134-137.
4. Горное оборудование Уралмашзавода / Коллектив авторов. Ответственный редактор-составитель Г.Х. Бойко. – Екатеринбург: «Уральский рабочий», 2003. – 240 с.
5. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление: Пер. с англ. – М., Недра, 1981. – 343 с.
6. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского, 2-е изд., перераб. и доп. М.; «Недра», 1982. – 366 с.
7. Тихонов О.Н. Методика измерения индексов работы для законов Риттингера, Кика-Кирпичёва и Бонда / О.Н. Тихонов // Обогащение руд. – 2008. – № 5. – С. 10-14.
8. Тихонов О.Н. Расчёт энергии дробления и измельчения с учётом характеристик крупности/ О.Н. Тихонов // Обогащение руд. – 2008. – № 3. – С. 10-14.
9. Тихонов О.Н. Энергетически усреднённая крупность смеси частиц и её использование в формулах Бонда, Риттингера и Кика-Кирпичёва / О.Н. Тихонов // Обогащение руд. – 2008. – № 4. – с. 13-18.
10. King R.P. Modeling and simulation of mineral processing systems, 2006 year.

УДК 622.7.012

СНИЖЕНИЕ ЭНЕРГОЗАТРАТ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

Шавакулева О.П., Дегодя Е.Ю.

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

Проблема повышения эффективности переработки труднообогатимых магнетитовых руд на сегодняшний день является весьма актуальной [1]. Одним из перспективных методов повышения качества магнетитовых продуктов является снижение крупности их измельчения [2, 3].

В работе решена задача обоснования, разработки и апробации способа добавки поверхностно-активных веществ в схему рудоподготовки и обогащения с целью снижения энергозатрат.

В работе детально рассмотрен процесс влияния различных поверхностно-активных веществ на операции измельчения, мокрой магнитной сепарации, сгущения и фильтрования магнетитовой руды месторождения Малый Куйбас.

В технологическом комплексе горно-обогатительных предприятий процессы дробления и измельчения являются наиболее дорогостоящими и трудоемкими и составляют 35-45 % себестоимости переработки. Процессы разрушения горных пород определяют производительность и мощность дробильно-сортировочного комплекса, поэтому их совершенствование является одной из важнейших задач при определении показателей процесса переработки сырья [4, 5].

Сложность измельчения магнетитовой руды предполагает рассмотреть способы снижения коэффициента измельчаемости. В работе рассмотрен вопрос целесообразности применения поверхностно-активных веществ (ПАВ) в процесс измельчения, таких как жидкое стекло [6, 7], триполифосфат натрия, олеат натрия, сернистый натрий и кальцинированная сода.

Результаты исследований приведены на рисунке 1.

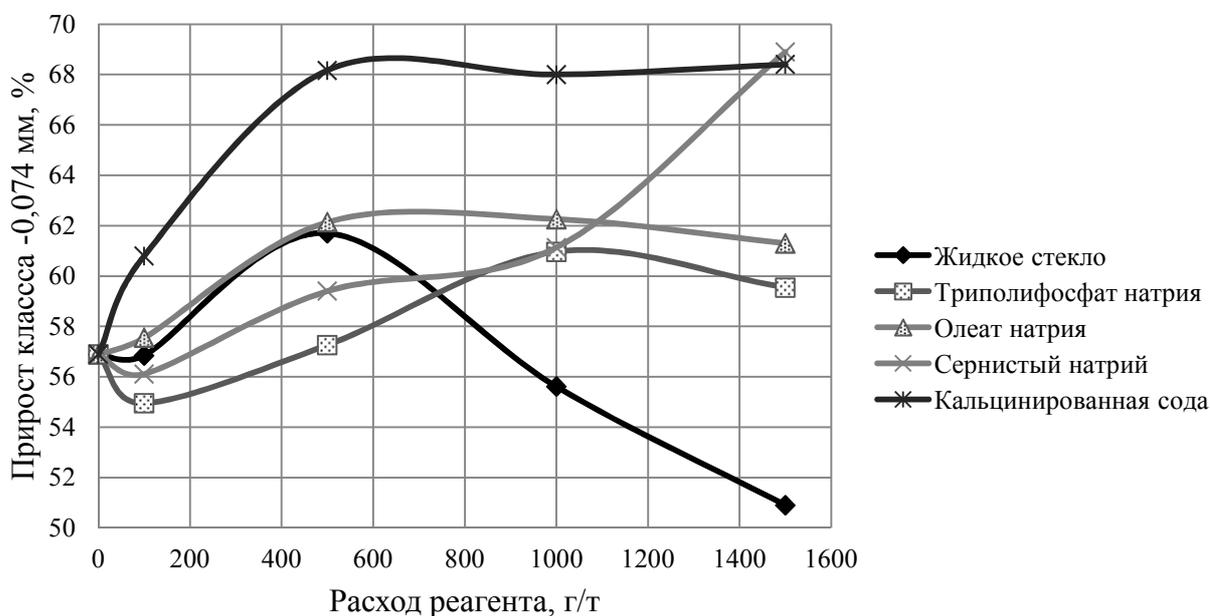


Рисунок 1 – Влияние расхода ПАВ на прирост класса крупности минус 0,074 мм в измельченной магнетитовой руде

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что среди изученных реагентов лучшим является кальцинированная сода, так как прирост класса минус 0,074 мм увеличивается уже при малых расходах относительно других реагентов. Так при расходе 500 г/т кальцинированной соды прирост класса составил 68,17 %, а с применением других реагентов при аналогичном расходе – 62,14 % и менее.

Для детального изучения влияния ПАВ на процесс измельчения, провели ситовый анализ измельченной магнетитовой руды при оптимальных расходах изучаемых реагентов. По данным ситового анализа установили, что в измельченных продуктах наблюдается преобладание класса минус 0,074 мм с применением всех реагентов. На рисунке 2 представлена

динамика влияния расходов реагентов на содержание класса минус 0,074 мм.

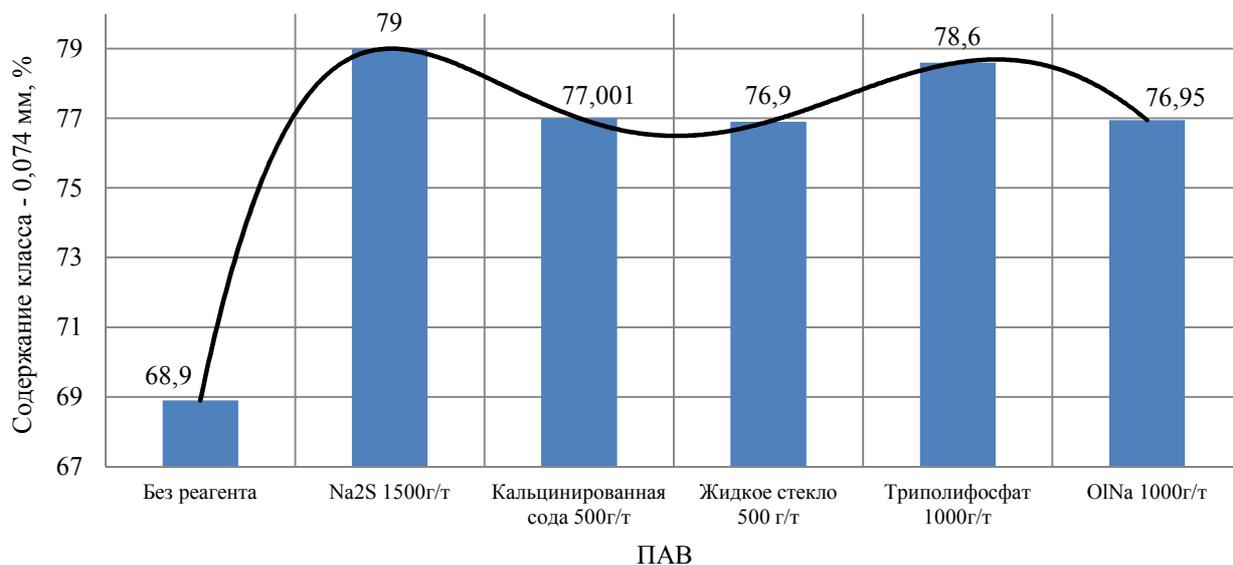


Рисунок 2 – Влияние расходов реагентов на содержание класса минус 0,074 мм

Из рисунка 2 видно, что использование различных реагентов благоприятно влияет на разрушение магнетитовой руды, что свидетельствует о целесообразности применения ПАВ в процессе измельчения.

Известно, что продукт после измельчения на обогатительной фабрике направляется на основные и вспомогательные операции. Поэтому в работе рассмотрено влияние добавок ПАВ на операции, которые существуют на обогатительной фабрике ДОФ-5 ГОП ПАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Изучено влияние добавок реагентов на показатели мокрой магнитной сепарации магнетитовой руды. Результаты приведены в таблице 1.

Из представленных результатов видно, что применение реагентов оказывает как положительный, так и отрицательный эффект. Без использования реагентов массовая доля железа в магнитном продукте составила 49,1 % при извлечении 93,01 %. При этом используя кальцинированную соду получили массовую долю железа в магнитном продукте 48,6 % при извлечении 97,2 %.

Исследования сгущения и фильтрования магнетитового концентрата, полученного при использовании реагентов, показали, что при добавлении кальцинированной соды скорость осаждения частиц больше и равна 1,37 м/ч, при этом без использования реагентов – 1,16 м/ч, скорость фильтрования увеличивается до 0,021 м³/м²·с, а без реагента скорость составляет 0,015 м³/м²·с.

Таблица 1 – Влияние добавок реагентов на показатели мокрой магнитной сепарации магнетитовой руды

Реагент	Название продуктов	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Без реагента	Магнитный	61	49,1	93,01
	Немагнитный	39	5,77	6,99
	Итого:	100	32,2	100
Сернистый натрий	Магнитный	50,4	52,4	82,017
	Немагнитный	49,6	11,67	17,983
	Итого:	100	32,2	100
Кальцинированная сода	Магнитный	64,4	48,6	97,2
	Немагнитный	35,6	2,53	2,8
	Итого:	100	32,2	100
Жидкое стекло	Магнитный	81,9	44,0	98,1
	Немагнитный	18,1	3,38	1,9
	Итого:	100	32,2	100
Триполифосфат натрия	Магнитный	66,6	46,2	95,6
	Немагнитный	13,4	10,57	4,4
	Итого:	100	32,2	100
Олеат натрия	Магнитный	48,2	50,0	74,85
	Немагнитный	51,8	15,63	25,15
	Итого:	100	32,2	100

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что при добавлении кальцинированной соды влажность полученного кека будет минимальной и составляет 4,6 % относительно проведенных опытов.

В практике работы обогатительных фабрик при исследованиях и анализе энергетической эффективности работы дробильных, измельчительных машин и установок используют следующие показатели энергетических затрат [8]:

- удельный расход электроэнергии на 1 т обработанной руды \mathcal{E}_0 ;
- удельный расход электроэнергии на 1 т вновь образованного расчетного класса крупности – $d \mathcal{E}_d$;
- энергетическая эффективность процесса дробления l_d .

Проведенные исследования позволяют определить энергетические показатели измельчения железных руд как для исходных условий, так и в случае измельчения с поверхностно-активными веществами.

В качестве расчетного класса крупности для операции измельчения принят класс минус 0,074 мм. Расчет энергетических показателей проведен для шаровой мельницы типа МШР 3200x3100, которая установлена на действующей обогатительной фабрике ДОФ-5 ГОП ПАО «ММК».

Результаты экспериментов приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Влияние ПАВ на энергетические показатели измельчения

Показатели	Магнетитовая руда месторождения Малый Куйбас			
	Исходная	Реагент		
		кальцинированная сода, 500 г/т	жидкое стекло, 500 г/т	триполифосфат натрия, 1000 г/т
Удельный расход электроэнергии \mathcal{E}_o (кВт·ч/т)	12,76	12,76	12,76	12,76
Удельный расход электроэнергии \mathcal{E}_d (кВт·ч/т)	22,39	19,63	19,67	19,1
Энергетическая эффективность измельчения l (т/кВт·ч)	0,044	0,05	0,05	0,052

Таким образом, основные результаты работы заключаются в следующем:

- установлено, что применение кальцинированной соды (500г/т) при измельчении магнетитовых руд позволяет снизить удельный расход электроэнергии и соответственно повысить производительность;
- использование кальцинированной соды положительно влияет на показатели обогащения магнетитовой руды;
- предварительное добавление кальцинированной соды улучшает параметры сгущения и фильтрования.

Список литературы

1. Шавакулева О.П., Гафаров Е.Х., Мусина А.Р. Изучение дробимости и измельчаемости титаномагнетитовых руд // Материалы 64-й науч.-техн.конф. по итогам науч.-исследовательских работ за 2004-2005 годы. – Магнитогорск: МГТУ, 2005. – Т.1. – С. 220-223.
2. Шавакулева О.П., Габбасов Б.М. Изучение дробимости твердого полезного ископаемого // В сборнике: добыча, обработка и применение природного камня сборник научных трудов. Редактор: Першин Г.Д., 2016. – С. 139-142.
3. Дегодя Е.Ю., Шавакулева О.П. Жидкое стекло – реагент для изменения физико-химических и физико-механических свойств минералов // В книге: Грантовая научно-исследовательская и научно-образовательная деятельность: цели, технологии, результаты коллективная монография. Ответственный редактор О.П. Чигишева. Ростов-на-Дону, 2016. – С. 142-176.
4. Чижевский В.Б., Гришин И.А., Шавакулева О.П. Разработка высокоэффективной технологии глубокой переработки и комплексного использования сталеплавильных шлаков // Черные металлы, 2016. – № 9 (1017). – С. 18-23.
5. Degodya E.Y., Shavakuleva O.P. Investigation of the liquid glass effect on the physico-chemical and physical properties of minerals // International journal of science and research, 2016. – Т. 5. – № 8. – С. 1985-1987.
6. Чижевский В.Б., Шавакулева О.П., Гладских В.И., Гром С.В., Емелин К.А. Состояние и перспективы развития сырьевой базы ОАО "Магнитогорский Metallургический Комбинат" // Черные металлы, 2012.– № s.– С. 12-14.
7. Шавакулева О.П. Совершенствование процесса мокрой магнитной сепарации железосодержащих руд // В сборнике: научные основы и практика переработки руд и

техногенного сырья материалы 10-й юбилейной международной научно-технической конференции, 2005. – С. 193-196.

8. Аккерман, Ю.А. К вопросу определения дробимости руд / Ю.А. Аккерман, И.М. Костин // Исследования по рудоподготовке, обогащению и комплексному использованию руд цветных и редких металлов. – Л., 1978. – С. 9-14.

УДК 622.7

СИНТЕЗ ПРИНЦИПАЛЬНЫХ СХЕМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДОВ

Овчинникова Т.Ю.¹, Цыпин Е.Ф.¹, Ефремова Т.А.^{1,2}, Мамонов С.В.^{2,3}

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

²ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург; ³НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Предварительное обогащение разнообразных видов минерального и техногенного сырья становится важной составляющей обогатительной технологии [1-5]. Применение информационных методов обогащения [6], в частности метода рентгенорадиометрической сепарации, для предварительного обогащения разнообразных видов минерального сырья [2], например, руд чёрных металлов [7], медных, медно-цинковых [8], медно-никелевых [9], золотосодержащих [10], свинцово-цинковых [11], полиметаллических [12], урановых [13] и других видов руд доказывает необходимость рассмотрения возможности предварительного обогащения на стадии выбора и построения схемы обогащения.

Традиционно многокомпонентные руды, такие как полиметаллические, медно-никелевые, сульфидные медные и медно-цинковые, медно-магнетитовые и т. п., обогащают после измельчения с получением селективных концентратов по селективным или коллективно-селективным, часто стадийным, схемам.

Развитие информационных методов обогащения может позволить по-новому строить технологические схемы с переносом функций формирования коллективных и селективных продуктов в первые стадии рудоподготовки [1, 4]. Типовая схема в этом случае включает подготовительные операции дробления и грохочения на машинные сортируемые классы, а также несортируемый (мелкий) класс и сепарацию машинных классов.

Для многокомпонентных руд наиболее информативным методом для целей предварительного обогащения является рентгенофлуоресцентный [2, 6, 9], позволяющий оценивать в сортируемых кусках содержание нескольких компонентов и осуществлять сортировку руды по комплексным алгоритмам, учитывающим содержание каждого из компонентов [4].

Теоретически такой подход с использованием информационных методов разделения рассмотрен Э. Г. Литвинцевым [14, 15]. Для сортировки предполагается возможным использование R - и Z -алгоритмов с заданием соответствующих границ разделения либо единой формулой с несколькими содержаниями с весовыми коэффициентами (R), либо с заданием отдельных границ по каждому компоненту и объединением границ в единый алгоритм логическими функциями (Z). Алгоритмы рассматриваются применительно к задаче предварительной концентрации, в которой предполагается получение коллективных отвальных хвостов обогащения.

Следует отметить, что помимо предварительной концентрации, целью которой является выделение отвальных хвостов (в многокомпонентных рудах коллективных), в стадиях рудоподготовки предварительное обогащение может осуществляться и с другими целями, такими как: выделение крупнокусковых кондиционных концентратов; разделение исходной горной массы на технологические типы и сорта, перерабатываемые в дальнейшем по различным технологическим схемам и режимам или складированные для использования в будущие периоды; удаление вредных для последующих технологий пород и минералов [1, 4, 16].

В данной работе рассмотрена возможность формирования из сортируемых классов руды различных продуктов предварительного обогащения в крупнокусковом виде, позволяющая либо использовать их в качестве конечных, либо осуществить последующее обогащение каждого из них отдельно, что может в отдельных случаях существенно упростить схемы глубокого обогащения.

Поскольку рентгенофлуоресцентный метод позволяет оценивать содержание нескольких химических элементов, начиная с Са, в кусках сортируемых классов [1, 2, 16], если конечной целью обогащения руды является получение нескольких селективных концентратов и отвальных хвостов, формирование нескольких продуктов с преобладанием отдельных компонентов возможно уже в стадиях предварительного обогащения.

В одних случаях, например при положительной корреляции между ценными компонентами возможно лишь выделение коллективных отвальных хвостов, в других случаях, помимо отвальных хвостов, можно выделять черновые селективные концентраты, в третьих случаях, когда не удаётся выделить только селективные концентраты, дополнительно формируется черновой коллективный концентрат, либо формируется один селективный и коллективный черновой концентраты.

При обогащении некоторых руд, например хромовых, марганцевых, показателем качества концентратов, кроме содержания основного компонента, является отношение содержания основного ценного и дополнительного ограниченно допустимого компонентов (модуль), например Cr_2O_3/FeO или Mn/Fe .

Алгоритмы могут быть ориентированы и на решение более простых задач, таких как: выделение только отвальных коллективных хвостов; выделение только одного селективного концентрата и т. д.

Анализ гипотетических полей корреляции покусковых содержаний компонентов с введёнными в общем виде границами разделения на примере двухкомпонентных руд позволяет выделить характерные зоны, соответствующие потенциальным продуктам обогащения, выделенным с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации. Граница для выделения коллективных отвальных хвостов может быть представлена в виде R - или Z -алгоритма.

Особенностью R -алгоритма является то, что он учитывает содержание двух компонентов в одной формуле:

$$R = C_1 \alpha_1 + C_2 \alpha_2,$$

где C_1 и C_2 – числовые коэффициенты, которые могут иметь смысл, например, условной ценности 1-го и 2-го компонентов; R – численное значение границы разделения.

При решении данного уравнения относительно α_2 имеем уравнение границы разделения:

$$\alpha_2 = R/C_2 - (C_1/C_2) \alpha_1,$$

где $R/C_2 = \alpha'_2$; $(C_1/C_2) = \alpha'_2/\alpha'_1$.

Тогда, по R -алгоритму проверка принадлежности j -ого куска к зоне коллективных хвостов заключается в вычислении значения α_{2j} при $\alpha_1 = \alpha_{1j}$ и сравнении α_{2j} со значением α_2 , соответствующим граничному значению. Если $\alpha_{2j} \leq \alpha_2$, то j -й кусок относится к хвостам.

В Z -алгоритме принятие решения об отнесении j -го куска к коллективным хвостам требует одновременного выполнения двух связанных логически условий:

$$\alpha_{1j} \leq \lambda_1 \text{ и } \alpha_{2j} \leq \lambda_2,$$

где λ_1 , λ_2 – граничные значения содержания соответственно по 1-му и 2-му компонентам.

Это достигается введением двух границ: вертикальной линии, описываемой уравнением $\alpha_1 = \lambda_1$, и горизонтальной линии, описываемой уравнением $\alpha_2 = \lambda_2$.

Граница для разделения на продукты по соотношению α_2/α_1 описывается полиномом 1-ой степени:

$$\alpha_2 = \alpha_1 (\lambda_2 - \alpha'_2) / \alpha'_1 + \alpha'_2.$$

Перемещение границ (изменение значений λ_1 , λ_2 , α'_1 , α'_2 , R) и расчет показателей для каждой из зон позволяют оценивать возможность достижения конкретной технологической цели, например, максимального выхода продукта при выполнении ограничений на допустимое содержание ком-

понентов в нем. Помимо перемещения границ можно задавать и их различные комбинации, например, при выделении отвальных хвостов заменять R -алгоритм на Z -алгоритм и наоборот. Выбор вида границы в целом обусловлен видом поля корреляции, количеством и требуемым качеством получаемых продуктов.

Анализ полей корреляции позволяет выделить потенциальные зоны продуктов применительно к поставленной технологической задаче. На основе информации по каждому куску, включающей его массу, содержание (или аппаратурную оценку содержания) каждого из компонентов, выполняется прогноз потенциальных показателей разделения по формулам:

$$\gamma_i = \sum_{j=1}^{M_i} m_{ij}; \quad (1)$$

$$\beta_{ik} = \gamma_i^{-1} \sum_{j=1}^{M_i} m_{ij} \alpha_{ikj}, \quad (2)$$

где γ_i – суммарный выход кусков, отнесенных к зоне i -го продукта; m_{ij} – масса j -го куска, находящегося в зоне i -го продукта; M_i – число кусков в i -ой зоне; β_{ik} – содержание k -го компонента в зоне i -го продукта; α_{ikj} – содержание k -го компонента в j -ом куске, находящийся в зоне i -го продукта.

Расчет по формулам (1) и (2) для любых полей корреляции с различными параметрами границ разделения позволяет сопоставить выходы и качество получаемых в каждом случае продуктов.

Варьирование R - или Z -границ для обоих вариантов позволяет выделять отвальные хвосты различного качества, с увеличением граничных значений выход хвостов увеличивается, но при этом увеличиваются и потери ценных компонентов с хвостами.

Смещение границ разделения влияют на выход и качество получаемых селективных концентратов.

Для границ управление выходом и качеством отличающихся по модулю продуктов осуществляется путём изменения уравнения наклонной линии. Модуль содержаний в одном из продуктов может увеличиваться или уменьшаться в несколько раз по сравнению с модулем содержаний в исходном.

Таким образом, поле корреляции по двум компонентам несёт информацию о возможности предварительного обогащения с решением различных технологических задач, а наложенная на это поле граница разделения позволяет определить теоретически возможные технологические показатели разделения, исходя из требований к продуктам, направляемым на дальнейшее обогащение. Реализация в схеме предварительного обогащения руды выбранной границы разделения сортируемых классов может повлиять как на вид схемы глубокого обогащения этой руды, так и на получаемые конечные технологические показатели. Введение в общую техно-

логическую схему предварительного обогащения, позволяющего получать качественные селективные концентраты или сорта и отвальные хвосты, позволит снизить нагрузку на схему глубокого обогащения в целом, благодаря выделению отвальных хвостов, уменьшить число операций схемы при получении селективных концентратов, в некоторых случаях увеличить извлечение полезных компонентов и их содержание в концентратах глубокого обогащения.

Если число учитываемых компонентов k более двух, границы разделения задаются гиперповерхностями $(k-1)$ -го порядка, а интегрирование производится по выделенным ими областям.

Рассмотренные алгоритмы и им подобные могут быть реализованы после грохочения руды крупностью не более 350 мм на машинные сортируемые классы и выделения несортируемого (мелкого) класса с применением трёх- или двухпродуктовых рентгенофлуоресцентных сепараторов в одну-две операции.

Возможность выделения трёх продуктов в одной операции позволяет задавать границы разделения по определённым аналитическим параметрам, напрямую связанным с содержаниями полезных компонентов. Выбор того или иного алгоритма позволит решить конкретную технологическую задачу, будь то выделение максимального возможного количества хвостов либо концентратов заданного качества или получение продуктов различных сортов.

Список литературы

1. Цыпин Е.Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 303 с.
2. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю.О. Фёдоров, И.У. Кацер, О.В. Корнев и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
3. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Елизаров Д.Б. Кластер информационных методов обогащения полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. №S23. – С. 483-492.
4. Цыпин Е.Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал, 2001. № 4-5. – С. 88-104.
5. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. Presentation. XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014. Компания OUTOPEC: [офиц. сайт] – Режим доступа: www.outotec.com, свободный (дата обращения 05.05.2016 г.)
6. Цыпин Е.Ф. Информация и обогатительные процессы // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 1. С. – 86-92.
7. Цыпин Е.Ф., Шемякин В.С., Скопов С.В., Фёдоров Ю.О., Пестов В.В., Ентальцев Е.В. Обогащение минерального и техногенного сырья с использованием рентгенорадиометрической сепарации // Сталь, 2009. № 6. С. 75-78.
8. Цыпин Е.Ф., Постникова А.С., Овчинникова Т.Ю. Предельная обогатимость медно-цинковых руд в стадиях предварительной концентрации // Мат-лы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2015. – С. 21-25.

9. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Колтунов А. В., Постникова А.С. Алгоритмы разделения и обогатимость бедной медно-никелевой руды при использовании рентгенофлуоресцентного метода // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 6. – С. 136-142.
10. Санакулов К.С., Руднев С.В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). – С. 3-7.
11. Санакулов К.С., Руднев С.В., Канцель А.В. О возможности обработки месторождения «Учкулач» с использованием технологии рентгенорадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд // Горный вестник Узбекистана. 2011. № 1(44). – С. 17-20.
12. Кобзев А.С. Направления развития и проблемы радиометрических методов обогащения минерального сырья // Обогащение руд. 2013. № 1. – С. 13-17.
13. Колесаев В.Б., Литвиненко В.Г., Култышев В.И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. 2008. № 8. – С. 50-53.
14. Литвинцев Э.Г. Комплексование радиометрических методов при сепарации одно- и многокомпонентных руд // Обогащение руд. 1984. № 3. – С. 15-17.
15. Литвинцев Э.Г. Критерии технологической эффективности радиометрического обогащения одно- и многокомпонентных руд // Экспресс-информация: ВИЭМС. Сер.: Лабораторные и технологические исследования обогащения минерального сырья. Отечественный производственный опыт. 1984. № 5. – С. 1-8.
16. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Пестов В.В. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд // Обогащение руд. 2016. № 5. – С. 8-13.

УДК 622.7.09

ПОГРЕШНОСТЬ РАСЧЕТА ВЫХОДОВ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ БАЛАНСАХ ПРИ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОМ СОЕДИНЕНИИ ОПЕРАЦИЙ ОБОГАЩЕНИЯ

Боровков В.А.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

При последовательном соединении операций выход определяется по формуле

$$\gamma_{\text{пос}} = \prod_{i=1}^n \gamma_i,$$

где γ_i – выход на i -й операции.

Относительная случайная погрешность будет

$$P_{\gamma_{\text{пос}}}^2 = \sum_{i=1}^n P_{\gamma_i}^2.$$

Если все P_{γ_i} равны,

$$P_{\gamma_{\text{пос}}} \cong \sqrt{n} \cdot P_{\gamma_i}.$$

Но так как P_{γ_i} обычно не равны, нужно найти среднее $\bar{P}_{\gamma_i} = \sum P_{\gamma_i} / n$, тогда

$$P_{\gamma_{\text{пос}}} \cong \sqrt{n} \cdot \bar{P}_{\gamma_i}.$$

Следовательно, при последовательном соединении относительная случайная погрешность расчета конечного выхода увеличивается примерно в \sqrt{n} раз по сравнению со средней случайной погрешностью расчета отдельной операции.

Проверка этого утверждения выполнена на примере схемы обогащения железных руд (рисунок 1). На схеме приведены полученные опробованием массовые доли и найденные выходы: γ_9 – по схеме последовательно соединенных операций, γ_{11} – по схеме параллельно соединенных зависимых выходов.

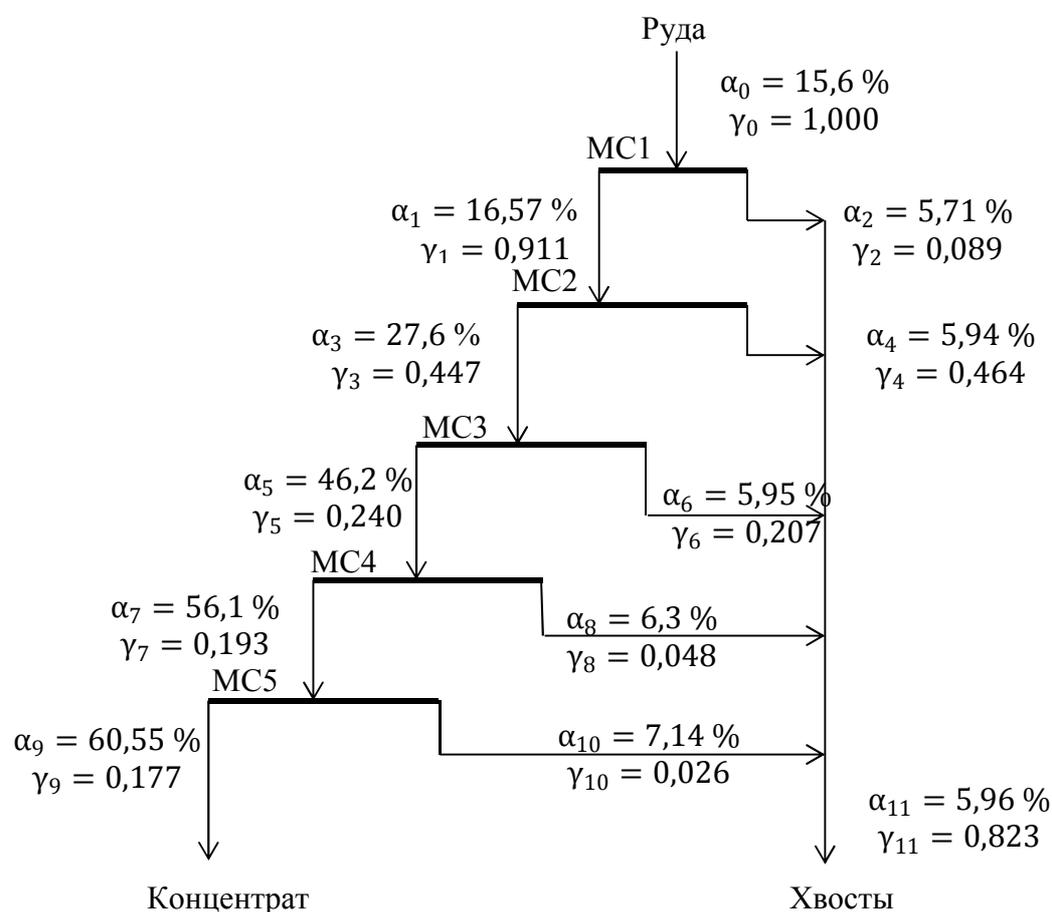


Рисунок 1 – Схема обогащения железной руды

Технологические схемы обогащения железных руд представляют собой классический пример расчета последовательно соединенных операций для расчета выхода концентрата и параллельно формируемого выхода хвостов. Концентрат получают по схеме с пятью последовательно соединенными операциями магнитной сепарации.

При принятых относительных погрешностях опробования для α_0 ; α_1 ; α_2 ; α_3 и $\alpha_4 - 3,2 \%$ и для α_5 ; α_6 ; α_7 ; α_8 ; α_9 и $\alpha_{10} - 1,9 \%$, методом Монте-Карло с использованием генератора случайных нормально распределенных чисел для всех значений α получено $P_{\gamma_9} = 5,9 \%$; $P_{\gamma_{11}} = 1,26 \%$, а также $P_{\alpha_{11}} = 2,3 \%$.

Расчет P_{γ_9} по формуле погрешности схемы в целом как одной операции [1-3]:

$$P_{\gamma_9} = \frac{\alpha_9}{\alpha_9 - \alpha_{11}} \cdot \sqrt{P_{\alpha_0}^2 + (\varepsilon_{\beta} P_{\alpha_9})^2 + (\varepsilon_{\vartheta} P_{\alpha_{11}})^2} = \frac{15,6}{15,6 - 5,96} \cdot \sqrt{3,2^2 + (0,685 \cdot 1,9)^2 + (0,315 \cdot 2,3)^2} = 5,8 \%$$

Совпадение расчетов хорошее.

Погрешности расчета выходов и извлечений в отдельных операциях могут существенно отличаться от погрешностей расчета конечных показателей. Так, погрешности расчета выходов концентрата по операциям:

$$P_{\gamma_1} = \frac{k_{\vartheta}}{k_{\vartheta} - 1} \cdot P_{\alpha} = \frac{2,74}{2,74 - 1} \cdot 3,2 = 5,03 \%$$

а также $P_{\gamma_3} = 4,99 \%$; $P_{\gamma_5} = 2,25 \%$; $P_{\gamma_7} = 2,15 \%$; $P_{\gamma_9} = 2,16 \%$.

Здесь $k_{\vartheta} = \frac{\alpha}{\vartheta}$.

Средняя погрешность расчета отдельных операций $\bar{P}_{\gamma_i} = 3,3 \%$.

Проверка упрощенной формулы для последовательного соединения операций

$$P_{\gamma_9} = \sqrt{5} \cdot \bar{P}_{\gamma_i} = \sqrt{5} \cdot 3,3 = 7,4 \%$$

Общим приемом определения любых погрешностей при расчете схем является моделирование показателей схемы с помощью генератора случайных чисел при известных погрешностях опробования и расчет погрешностей показателей методом Монте-Карло.

Список литературы

1. Козин В.З. Технологический баланс обогатительных фабрик. Изд. УГГУ, Екатеринбург, 2017, 151 с.
2. Козин В.З., Комлев А.С. О разработке современного стандарта на опробование руд и продуктов обогащения // Обогащение руд. 2016. № 2. С. 27–32.
3. Козин В.З. Контроль технологических процессов обогащения. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010 – 303 с.

О ТРЕБОВАНИЯХ К ШИРИНЕ ЩЕЛИ ПРОБООТБИРАТЕЛЯ

Нестерова Т.В.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого
Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

В технической литературе, стандартах на опробование и других документах, регламентирующих опробование на обогатительных фабриках, безоговорочно принимается утверждение, что ширина щели пробоотборника b должна быть в три раза больше кусков максимального размера d_{\max} опробуемого материала.

Обычно это условие дополняется ограничением $b \geq 10$ мм.

Обоснования равенства $b = 3d_{\max}$ не существует.

Стенки щели при пересечении опробуемого потока руды создают препятствие движению отдельным кускам независимо от ширины щели, и это препятствие будет возникать при любой ширине щели, в том числе и большей $3d_{\max}$.

Оценим вероятность создания препятствия исходя из условия формирования кусками размером d_{\max} «мостика» между стенками щели. Очевидно, при $b \leq d_{\max}$ вероятность создания мостика-преграды равна единице. При $b \leq 2d_{\max}$ эта вероятность равна одновременному подходу к щели двух кусков размером d_{\max} . Так как доля кусков больше d_{\max} равна 0,05, то вероятность появления двух кусков будет равна $0,05^2 = 0,0025$, соответственно трех кусков $0,05^3$, и т. д. Отсюда следует, что при любой ширине щели существует вероятность нарушения первого принципа правильного опробования – обеспечения равнопредставительности кусков опробуемого материала в точечной пробе.

Запишем вероятность P создания препятствия для щелей разной ширины:

$b \leq d_{\max}$,	$P = 1$;
$b \leq 1,5 d_{\max}$,	$P = 0,011$;
$b \leq 2 d_{\max}$,	$P = 0,0025$;
$b \leq 3 d_{\max}$,	$P = 0,000125$;
$b \leq 4 d_{\max}$,	$P = 0,00000625$.

Сопоставляя их, видим, что эти вероятности достаточно малы, и значение $b \geq 3d_{\max}$ в необходимых случаях может быть заменено на условие $b \geq 2d_{\max}$. Это может иметь практическое значение при создании систем опробования крупнокусковых потоков. Такое решение позволит отбирать точечную пробу меньше по массе на одну треть, что позволит использовать более компактные системы опробования.

Так, фактически в нарушение стандарта на опробование железных руд (ГОСТ 15054-80) на Качканарском ГОКе на исходной руде крупно-

стью $d_{\max} = 40$ мм установлен лотковый пробоотбиратель с шириной щели 80 мм, обеспечивающий правильное опробование железной руды. Это обеспечило более экономичный режим системы опробования [1].

Такая же норма $b = 2d_{\max}$ устанавливается для определения ширины полосы материала при ручном отборе проб на конвейерах.

С другой стороны мелкокусковые продукты склонны к окомкованию, а пульповые – к флокуляции, что и приводит к необходимости устанавливать ограничения в $b \geq 10$ мм для продуктов с $d_{\max} \leq 3$ мм. Но эта граница весьма условна, так как влияние окомкования и флокуляции при определении d_{\max} не учитывается.

Таким образом, как для продуктов крупностью менее 3 мм, так и для продуктов с $d_{\max} > 40$ мм следует устанавливать другие нормы для выбора ширины щели пробоотборника, а в стандартах указывать норму $b \geq kd_{\max}$, где k предусматривать изменяющимся в зависимости от величины d_{\max} .

Авторы статьи [2] о необходимости разработки современного стандарта на опробование не затронули этот важный вопрос.

Приемная щель пробоотборника, ее размеры и угол наклона стенок является темой дальнейших исследований опробования [3].

Список литературы

1. Козин В.З. Опробование минерального сырья. Изд. УГГУ. 2011. г. Екатеринбург. 316 с.
2. Козин В.З., Комлев А.С. О разработке современного стандарта на опробование руд и продуктов обогащения. Обогащение руд. №2. 2016. С. 27-32.
3. Нестерова Т.В. Об углах наклона стенок ковша пробоотбирателя и допустимой скорости его перемещения. Материалы XXII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». 19-20 апреля 2017 г. С. 288-290.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРОМЫВКИ В АППАРАТЕ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ И КЛАССИФИКАЦИИ

Ширман Г.В.

ФГБУН Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского
Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия

В настоящее время для дезинтеграции и первичной классификации глинистых материалов широко применяются промывочные аппараты барабанного типа – скрубберы, промывочные барабанные грохоты, бутары, скруббер-бутары. Промывка в подобных устройствах осуществляется механическим путем, то есть за счет каскадного перемещения материала, воздействия промывочной воды, поданной из оросителей, трением и соударением кусков глины о стенки барабана, а также с крупной галей [1].

Основными недостатками промывочных устройств подобного типа являются наличие движущихся частей, дополнительные энергозатраты на привод бочечного агрегата и повышенные потери золота.

Низкое извлечение полезного компонента обусловлено недостаточной дезинтеграцией, помимо этого, наличие глинистой составляющей существенно ухудшает технологические показатели работы обогащительного оборудования, например, в шлюзах потери золота возникают из-за заиливания трафаретов. В процессе промывки глинистых материалов в бочечном аппарате за счет вращения (механического перемешивания) формируются плотные сферические глинистые агрегаты – окатыши [2], которые, в зависимости от размеров, либо уходят в галечный отвал (потери драгметалла более 20 % [3]), выводя непродезинтегрированный материал, либо, попадая на обогащительное оборудование – в хвосты. Кроме того, поступая на шлюзы и перемещаясь по трафаретам, комки накапливают на своей поверхности отмытые частицы золота и выходят в эфельный отвал.

Многостадийные операции по дезинтеграции существенно повышают себестоимость металла.

В лаборатории обогащения полезных ископаемых ИГДС СО РАН разработан и изготовлен опытный образец аппарата для дезинтеграции и классификации глинистых материалов (рисунок 1), принцип работы которого заключается в комплексном последовательном воздействии на промываемый материал в воздушной и водовоздушной средах.

В процессе промывки глинистых руд и песков происходит частичное обогащение материала за счет удаления в слив шламистых фракций глины, а совмещение промывки с классификацией материала и удаление из процесса крупных классов положительно сказывается на степени обогащения.

В качестве источника воздуха применяется вентилятор высокого давления ВВД-24, подключаемый к воздушному коллектору, вода подаётся

погружным насосом Гном 25/20 в донную часть бункера для галечной фракции и на оросители.



Рисунок 1 – Общий вид аппарат дезинтеграции и классификации

Разработанный аппарат работает следующим образом. Исходный материал подается на приемный лоток, где под действием струй воды начинает размываться и самотёком поступает на колосниковую решетку. При перемещении по наклонной решётке происходит отмыв глинистой примазки и отделение мелочи от крупного материала. В ходе первого этапа классификации фракция крупнее 20 мм сбрасываются с грохота в отвал, а фракция крупностью менее 20 мм погружается в ванну. На просеивающей поверхности гидрогрохота с размером ячеек 5 мм исходные пески продолжают дезинтегрироваться в водной среде под интенсивным воздействием воздуха в режиме барботажа. При этом происходит второй этап классификации: фракция крупнее 5 мм уходит в бункер и выгружается в галечный отвал, а материал крупностью менее 5 мм выводится в бункер песковой фракции, откуда поступает на дальнейшее обогащение. Одновременно через сливной порог происходит непрерывное удаление шламистых фракций в слив или направляется на обогащение.

Аппарат обеспечивает дезинтеграцию, гидравлическую классификацию и удаление шламистых фракций. Разработанный аппарат не имеет движущихся частей, прост в изготовлении и обслуживании, характеризуется низкой энергоемкостью и высокой эксплуатационной надежностью.

Изготовленный образец аппарата имеет внешние габаритные параметрами 2,2x0,62x1,4 м и вес 320 кг без основания. Аппарат позволяет по-

лучить отвалы классы +20 мм, -20+5 мм и шламистые фракции, а также продуктивные пески -5 мм.

Экспериментальные исследования проводились на высокоглинистом материале месторождения Верхний Куранах (Алданский район, Республика Саха (Якутия)). Содержание тонких фракций -0,05 мм в исходных песках составляет 45 %. Исходный материал испытывался с естественной влажностью 25 % и заданной влажностью 10 %.

Эксперименты проводились следующим образом. Загрузка исходных проб весом до 100 кг производилась одновременно (порционно). После проведения опыта каждый продукт высушивался, взвешивался, затем проводилась расситовка мокрым способом для определения гранулометрического состава.

Качественная оценка технологического процесса дезинтеграции оценивалась по конечному результату разделения продуктов классификации, т.е. эффективностью грохочения, а также по остаточному содержанию шламистых фракций класса -0,05 мм в продуктивных песках АДК – класс -5+0 мм.

Эксперименты показали, что наилучшие значения эффективности классификации достигаются при влажности исходных песков выше 25 %, соответствующей уровню естественной влажности при разработке обводненных месторождений.

При естественной влажности исходного материала 25 % (дражная добыча) эффективность классификации по классу 20 мм достигает 95 %, а по классу 5 мм доходит до 85 %, при уменьшении влажности исходных песков до 10 % эффективность классификации снижается по классу 20 мм до 90 %, по классу 5 мм – 65 %. Результаты исследований представлены на рисунке 2 в сравнении с аналогичными показателями эффективности классификации в стандартном барабанном грохоте при влажности 25 %.

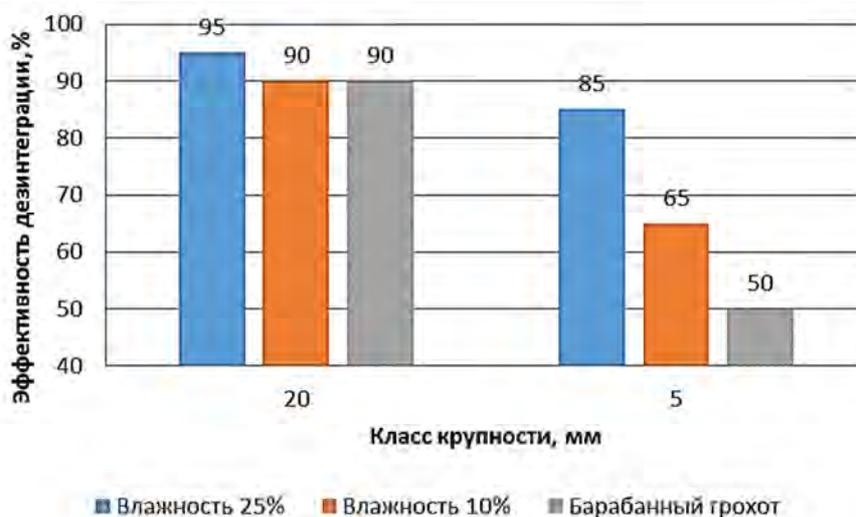


Рисунок 2 – Эффективность дезинтеграции при разной влажности исходных песков

Полученные показатели позволяют оценить эффективность грохочения и полноту дезинтеграции на новом аппарате в процессе подготовки высокоглинистых песков к обогащению. Установлено, что частичное обезвоживание и подсушка исходных песков негативно сказывается на эффективности дезинтеграции и классификации.

При промывке материала с содержанием шламистых фракций -0,05 мм 45 % и с естественной влажностью 25 % содержание тонких фракций на выходе в продуктивных классах крупности -5 мм сокращается до 10 %, однако при понижении исходной влажности материала до 10 % удаление из процесса тонких шламистых фракций происходит не столь эффективно, и их доля в продуктивных песках достигает 35 %. Результаты представлены на рисунке 3.

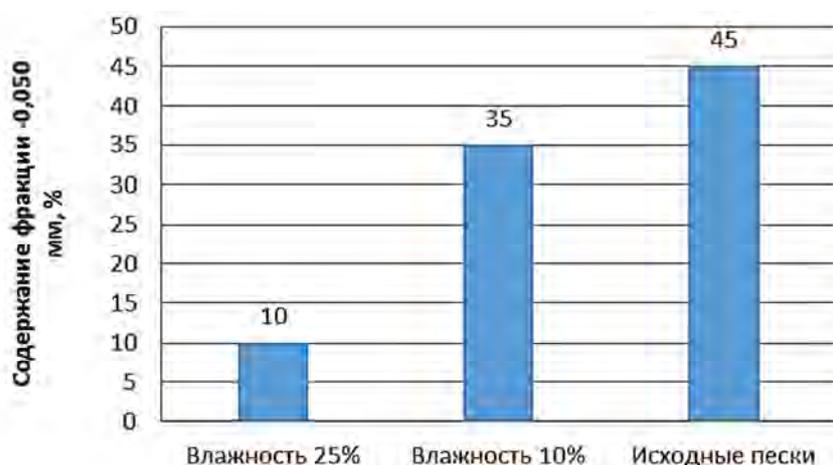


Рисунок 3 – Результаты отмывки шламистых фракций в песках

Полученные результаты исследований позволяют сделать вывод, что промывка песков с естественной влажностью способствует удалению глинистых фракций из продуктивных песков аппарата дезинтеграции и классификации, тогда как чрезмерное обезвоживание исходного материала препятствует выделению шламистых фракций и снижает эффективность промывки.

Список литературы

1. Троицкий В.В. Промывка и обесшламливание полезных ископаемых. – М.: Недра, 1988. – С.80.
2. Матвеев А.И., Ширман Г.В. Динамика формирования глинистого окатыша в процессе дезинтеграции высокоглинистых песков в промывочном барабане. Горный Информационно-Аналитический Бюллетень. №10. 2011, Москва: Издательство «Горная книга», 2012. – С.266-268
3. Замятин О.В., Лопатин А.Г. и др. Обогащение золотосодержащих песков и конгломератов. – М.: Недра, 1975. – 261 с.

УСЛОВИЯ ПОЯВЛЕНИЯ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПОГРЕШНОСТИ ОПРОБОВАНИЯ

Комлев А.С.

ООО «Таилс КО», г. Екатеринбург, Россия

Действие методической погрешности на результат опробования обусловлено асимметрией распределения массовой доли контролируемых компонентов в опробуемом массиве [1].

Первой причиной появления методической погрешности являются утвержденные действующими нормативными документами и разработанными на их базе методиками алгоритмы обработки результатов анализа [1-4]. Такие алгоритмы включают в себя обязательную процедуру исключения из обработки результатов анализа параллельных навесок, не попавших в доверительный интервал аттестованной методики выполнения измерений с последующим расчетом медианы. В силу естественного различия величины массовой доли в анализируемых навесках при обработке будут исключены преимущественно правильные результаты анализа, что искусственно внесет искажение в получаемый результат.

Второй причиной появления методической погрешности служит принятый алгоритм учета ураганных проб при составлении технологического и товарного балансов обогатительных фабрик [5, 6]. Понятие ураганной пробы известно достаточно широко [1, 7]. На основании представлений о нормальных распределениях вероятности, рекомендуется считать ураганными те пробы, массовые доли ценного компонента в которых отличаются от средней массовой доли в большинстве проб на величину более трех среднеквадратичных отклонений. Существует также иной подход к идентификации ураганных проб: в ряде случаев к ураганным пробам были отнесены пробы, массовая доля платины в которых превышала среднее значение в 3 – 5 раз. Алгоритм учета ураганных проб с большой вероятностью может вызывать методическую погрешность. Современная теория опробования рекомендует исключать ураганные пробы из расчетов, объединяющих небольшое число проб, обычно отбираемых за короткий контрольный период (смена, сутки), и включать в расчеты при большом числе проб, отбираемых за относительно большой контрольный период (декада, месяц) [7, 8].

Практика работы предприятий горно-обогатительного и горно-металлургического профиля связана с взаимными поставками концентратов и сырья на коммерческой основе. Взаимоотношения поставщика и потребителя неизбежно связаны с погрешностями опробования поставляемых продуктов [1, 5, 9]. Взаимодействие поставщика и потребителя регламентировано условиями договора поставки, в котором должны быть указаны алгоритмы действий при возникновении разногласий по части качества постав-

ляемых продуктов [10]. Разногласия возникают при сопоставлении результатов опробования поставляемых продуктов у поставщика и потребителя. Так как в основе разногласий лежит разность получаемых поставщиком и потребителем результатов, то для поиска путей устранения разногласий следует изучать погрешности этих результатов и вызывающие их причины.

Для предотвращения появления методической погрешности по двум указанным выше причинам при опробовании у поставщика и потребителя рекомендованы следующие мероприятия:

1. Заменить расчет медианы на вычисление среднего арифметического значения результатов анализа всех параллельных навесок, при необходимости увеличивая их число.

2. Принять для поставщика и потребителя единые правила использования в расчетах ураганных проб и правила расчета накопленных результатов опробования.

Выполнение перечисленных мероприятий в большинстве случаев исключает появление методической погрешности в схеме «поставщик-потребитель».

Несмотря на существующую возможность устранения методической погрешности на этапе опробования, дополнительным условием для ее появления является схема выбора согласованного результата для товарно-денежных расчетов. Указанная схема выбора согласованного результата установлена договором поставки. Такая схема в большинстве случаев устанавливает допустимый интервал расхождения результатов опробования поставщика и потребителя, предписывая алгоритм действий при превышении этого интервала. Один из характерных примеров схемы выбора согласованного результата по договору поставки приведен ниже:

1. Если разница сообщенных друг другу поставщиком и потребителем результатов анализа рабочих проб по любому из ценных компонентов находится за пределами установленных расхождений, то на контрольных пробах поставщика и потребителя должны быть выполнены повторные анализы.

2. Если результаты анализа контрольных проб любому из ценных компонентов также выходят за пределы установленных расхождений, в выбранной по соглашению поставщика и потребителя арбитражной лаборатории должен быть выполнен анализ арбитражной пробы.

3. Если результат анализа арбитражной пробы выходит за пределы результатов анализа рабочих и контрольных проб, полученных ранее, за согласованный результат анализа принимается тот из результатов, который имеет меньшее расхождение с результатом анализа арбитражной пробы.

Один из вариантов работы поставщика и потребителя в соответствии с указанными требованиями рассмотрен ниже:

1. Результат анализа рабочих проб от партии руды на золото у поставщика составил 3,40 г/т, у потребителя – 3,85 г/т. Допустимый предел расхождения результатов анализа в соответствии с договором поставки составляет 0,10 г/т. Результаты подтвердились при анализе контрольных проб с незначительными отклонениями: 3,52 и 3,81 г/т соответственно. В результате был выполнен анализ арбитражной пробы с результатом 3,21 г/т.

Важно пояснить, что результаты поставщика и потребителя оказались правильными, так как невозможно подготовить две параллельные пробы, абсолютно совпадающие по массовой доле определяемых компонентов [1]. По этой же причине арбитражная проба может не совпадать по величине массовой доли с рабочими и контрольными пробами. В указанном случае наиболее правильным согласованным результатом будет среднее из пяти полученных значений – 3,56 % [1, 5, 11].

2. Согласно предусмотренной договором поставки схеме за согласованный результат опробования принят результат поставщика, составляющий 3,40 г/т. Таким образом, в результате, по которому будут выполнены денежные расчеты, искусственно внесена погрешность величиной 0,16 г/т.

Полученная погрешность имеет все признаки методической погрешности. Необходимо отметить, что обнаруженная методическая погрешность появляется на этапе перехода к искусственному выбору согласованного результата после получения всех пяти результатов анализа.

В таблицах 1 и 2 приведены значения согласованного результата опробования, получаемого в соответствии с различными алгоритмами его выбора после получения недопустимого расхождения между рабочими и контрольными пробами. Значения приведены для золотосодержащей руды и золотосодержащего концентрата. Для таблиц приняты следующие обозначения:

- PP1 – результат анализа рабочих и контрольных проб поставщика;
- PP2 – результат анализа рабочих и контрольных проб потребителя;
- AP – результат анализа арбитражной пробы;
- CP – согласованный результат.

Из пяти рассмотренных алгоритмов действий наиболее правильным является алгоритм по варианту № 5, обеспечивающий нулевую относительную методическую погрешность. Остальные предложенные варианты искажают согласованный результат на величину от 3,1 до 9,8 % для золотосодержащей руды и от 8,4 до 13,3 % для золотосодержащего концентрата.

Величина полученных погрешностей сопоставима с величиной случайных погрешностей опробования для золотосодержащих продуктов. Так, например, приемлемая величина относительной случайной погрешности опробования золотосодержащей руды с массовой долей золота 3,3 г/т за смену на обогатительной фабрике может составлять до 12 %.

**Таблица 1 – Изменение согласованного результата опробования
в зависимости от алгоритма его выбора для золотосодержащей руды**

№ п/п	Вариант алгоритма выбора согласованного результата	Результат ана- лиза пробы, г/т			СР, г/т	Правильный результат (по имеющимся данным), г/т	Относительная методическая погрешность, %
		PP1	PP2	AP			
1	Вариант 1: - получение AP; - выбор за СР PP, имеющего меньшее расхождение с AP	3,40 3,52	3,85 3,81	3,21	3,40	3,56	4,5
2	Вариант 2: - получение AP; - выбор за СР сред- него между PP, имеющим меньшее расхождение с AP, и самим AP				3,31	3,56	7,0
3	Вариант 3: выбор за СР среднего между PP1 и PP2, имеющими мень- шее расхождение между собой (без получения AP)				3,67	3,65	3,1
4	Вариант 4: - получение AP; - выбор за СР AP (СР = AP)				3,21	3,56	9,8
5	Вариант 5: - получение AP; - выбор за СР сред- него по двум PP1, двум PP2 и AP				3,56	3,56	0

Таким образом, условия заключаемого между поставщиком и потребителем договора поставки могут предопределять дополнительные условия для появления значимой методической погрешности. Важно отметить, что такая погрешность может появляться даже в том случае, если выполняются перечисленные выше мероприятия по исключению методической погрешности на этапе опробования. На этом основании имеет смысл рекомендовать отказ от выполнения взаимозачетов между поставщиком и потребителем с использованием алгоритма искусственного искажения согласованного результата опробования.

Таблица 2 – Изменение согласованного результата опробования в зависимости от алгоритма его выбора для золотосодержащего концентрата

№ п/п	Вариант алгоритма выбора согласованного результата	Результат анализа пробы, г/т			СР, г/т	Правильный результат (по имеющимся данным), г/т	Относительная методическая погрешность, %
		PP1	PP2	AP			
1	Вариант 2: - получение AP; - выбор за СР среднего между PP, имеющим меньшее расхождение с AP, и самим AP	85 80	89 87	72	76	83	8,4
2	Вариант 4: - получение AP; - выбор за СР AP (СР = AP)				72	83	13,3
3	Вариант 5: - получение AP; - выбор за СР среднего по двум PP1, двум PP2 и AP				83	83	0

Оптимальным путем получения наиболее правильного согласованного результата для взаимных расчетов будет являться увеличение числа анализируемых рабочих проб с вычислением среднего арифметического значения по результатам анализа каждой из таких проб.

Список литературы

1. Козин В.З. Опробование минерального сырья: научная монография. Екатеринбург: изд. УГГУ, 2011. 316 с.
2. ГОСТ Р ИСО 5725-1, 2, 3, 4, 5, 6-2002 «Точность (правильность и прецизионность) методов и результатов измерений».
3. Uhlig S. Process control by modern X-ray fluorescence (XRF) analysis // Proc. of the XX international mineral processing congress, Germany, – 1997, p. 175-182.
4. Литвинцев В.С., Пономарчук Г.П., Ятлукова Н.Г. и др. Закономерности распределения золота в илово-глинистых фракциях природных и техногенных образований // Проблемы освоения георесурсов российского Дальнего Востока и стран АТР: Материалы 3-й международной научной конференции. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2006. – С. 68-76.
5. Козин В.З. Товарный баланс обогатительных фабрик: научная монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. – 133 с.
6. Козин В.З. Технологический баланс обогатительных фабрик. Научная монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. – 150 с.
7. Козин В.З., Комлев А.С. Ураганные пробы и их учет // Обогащение руд. 2015. № 4. – С. 39-43.
8. Комлев А.С. Комбинированный способ опробования продуктов обогатительных фабрик // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Ма-

териалы XIX Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – С. 14-21.

9. Комлев А.С. Экспериментальное подтверждение наличия и величины вероятной систематической погрешности при опробовании продуктов обогатительных фабрик // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXI Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2016. – С. 48-50.

10. Уткина С.И. Экономика горного предприятия. Учебное пособие для вузов. – М.: МГГУ, 2003. – 262 с.

11. Карпенко Н.В. К оцениванию невязки и корректировке товарного баланса металлов на обогатительных фабриках // Обогащение руд. 1992. № 1. – С. 13-20.

УДК 622.778

СТАДИАЛЬНОЕ ПОЛУЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА С ПОМОЩЬЮ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ

Прокопьев С.А.¹, Прокопьев Е.С.¹, Иванова К.К.¹, Пелевин А.Е.²

¹ООО ПК «Спирит», г. Иркутск;

² ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Одним из путей снижения энергоёмкости процесса обогащения железных руд является стадийное выделение концентрата [1].

При обогащении железных руд для стадийного выделения концентрата можно использовать гравитационный метод, так как магнетит имеет повышенную плотность (5000 кг/м^3) по сравнению с минералами вмещающих пород ($2600\text{-}3400 \text{ кг/м}^3$). При этом наиболее перспективными аппаратами являются винтовые сепараторы [2].

Схемы магнитного обогащения магнетитовых руд построены по принципу стадийного выделения хвостов. После каждой стадии измельчения осуществляется магнитная сепарация с целью удаления хвостов. Готовый концентрат получается только в последней операции. Дополнительное стадийное выделение концентрата позволяет снизить затраты на последующее измельчение. Принципиальная схема стадийного выделения концентрата с использованием винтовой сепарации приведена на рисунке 1.

Питанием винтовой сепарации, как правило, является магнитный продукт операции мокрой магнитной сепарации (ММС). Продуктами винтовой сепарации являются концентрат № 1 (тяжёлый) и промпродукт (лёгкий). Промпродукт направляется на измельчение и обогащение в следующую стадию с целью получения концентрата № 2.

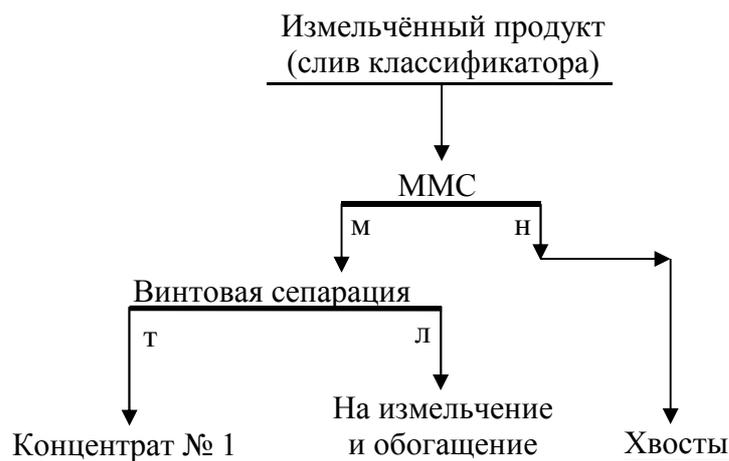


Рисунок 1 – Принципиальная схема стадийного выделения концентрата с использованием винтовой сепарации

В таблице 1 приведены результаты опытов по стадийному выделению концентрата с применением винтовых сепараторов производства ООО ПК «Спирит» [3] на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике и на обогатительной фабрике Стойленского ГОКа. Питанием винтовой сепарации являлись промпродукты первой стадии мокрого магнитного обогащения.

Таблица 1 – Результаты опытов по стадийному выделению концентрата с применением винтовой сепарации

Продукт	Выход к операции, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe к операции, %
Абагурская обогатительно-агломерационная фабрика			
Концентрат (тяжёлый продукт)	29,75	63,2	35,28
Промпродукт (лёгкий продукт)	70,25	49,1	64,71
Исходный	100,00	53,3	99,99
Обогатительная фабрика Стойленского ГОКа			
Концентрат (тяжёлый продукт)	32,00	67,60	51,43
Промпродукт (лёгкий продукт)	68,00	30,06	48,57
Исходный	100,00	42,06	100,00

Результаты испытаний на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике показали возможность применения винтовой сепарации для стадийного вывода концентрата перед последней стадией измельчения. Получен концентрат (тяжёлый продукт) с массовой долей железа 63,2 % при выходе к операции винтовой сепарации 29,75 %. При этом снижается нагрузка на вторую стадию измельчения на 29,75 отн. %.

При испытаниях на обогатительной фабрике Стойленского ГОКа получен готовый концентрат с массовой долей железа 67,60 % при выходе к операции винтовой сепарации 32 %. При этом получен концентрат уже по-

сле первой стадии измельчения при использовании трёхстадиальной схемы. Это приводит к снижению нагрузки на вторую и третью стадии измельчения снижается на 32 отн. %.

Список литературы

1. Пелевин А.Е. Стадиальное выделение железного концентрата // Обогащение руд. 2007. № 3. – С. 10-15.
2. Чантурия В.А., Гзогян Т.Н., Прокопьев С.А., Гельбинг Р.А. Перспективы применения гравитационных методов в схемах обогащения железных руд / Материалы международного совещания «Современные методы комплексной переработки руд и нетрадиционного минерального сырья», часть 1. – Апатиты. 2007. – С.182-185.
3. Иванов В.Д., Прокопьев С.А. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России. – М.: Дакси, 2000. – 239 с.

УДК 622.7:51(001.57)

**МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦ В
ВИНТОВОМ ПНЕВМАТИЧЕСКОМ СЕПАРАТОРЕ**

Лебедев И.Ф.

ФГБУН Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского
Сибирского отделения РАН, г. Якутск, Россия

Одним из эффективных устройств для обогащения золотосодержащих руд является винтовой пневмосепаратор, разработанный в ИГДС СО РАН [1]. В отличие от других винтовых сепараторов, пневмосепаратор продувается воздухом с нижней части устройства, и из-за наклона рабочей поверхности тяжелая частица смещается в центральную часть сепаратора и отделяется. Частицы песка, под действием потока воздуха совершая вращательное движение, уходят наверх и выбрасываются из сепаратора. Для усовершенствования пневмосепараторов необходимы теоретические исследования движения частиц на рабочей поверхности сепаратора [2]. В работах [3-5] представлены математические модели движения частицы в винтовом сепараторе. В [6] исследованы процессы сепарации в винтовом сепараторе методом дискретных элементов. В этих исследованиях появляется задача определения вероятности положения частицы на рабочей поверхности в процессе работы устройства.

В настоящей работе для описания движения частицы используется идея метода Гиббса. На первом этапе работы определяется движение одной частицы внутри пневмосепаратора под действием направленного потока воздуха. В качестве рабочей поверхности выбрана винтовая поверхность с определенным углом раствора и аксиальным углом наклона. Математическая модель рабочей поверхности винтового сепаратора получена

обобщением модели конической поверхности, т.е. добавляется третья аксиальная компонента нормали поверхности (рисунок 1).

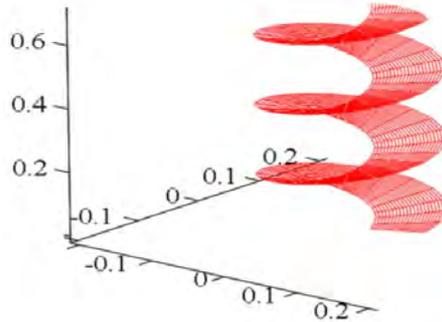


Рисунок 1 – Рабочая поверхность винтового пневмосепаратора

Представленная на рисунке 2 коническая поверхность является вспомогательной моделью [3]. Ось симметрии конуса расположена вертикально. Начало координат совпадает с вершиной конуса.

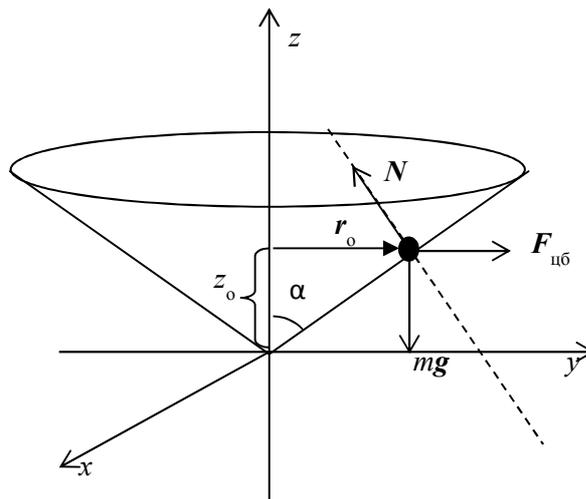


Рисунок 2 – Модель конической поверхности

Уравнение движения частицы на конической поверхности имеет вид:

$$m\ddot{\vec{R}} = \vec{F}_e + m\vec{g} + \vec{F}_{mp} + \vec{N}, \quad (1)$$

где \vec{R} – радиус вектор тела, m – его масса, $\vec{F}_e = F_e \vec{e}_\psi = a(v_0 - v_\psi) \vec{e}_\psi$ – сила действия потока воздуха, a – коэффициент сопротивления при движении тела в воздушной среде, зависящая от характеристики среды, формы и свойств тела, v_0 – скорость потока воздуха, v_ψ – аксиальная составляющая скорости движения тела, \vec{e}_ψ – направление движения потока воздуха, $\vec{g} = -g\vec{e}_z$ – ускорение свободного падения, $\vec{F}_{mp} = -Nf \frac{\vec{v}}{v}$ – сила трения о по-

верхность, $\vec{N} = \vec{N}(v_\psi, r) = m \left(g \cdot \sin(\alpha) + \frac{v_\psi^2}{r} \cdot \cos(\alpha) \right) \vec{e}_n$ – сила реакции поверхности, $\vec{e}_n = -\cos(\alpha) \vec{e}_r + \sin(\alpha) \vec{e}_z$ – внутренняя к конической поверхности нормаль, α – угол раствора конуса, r – расстояние от оси конуса до тела, ψ – угол цилиндрической системы координат, $\vec{e}_r, \vec{e}_\psi, \vec{e}_z$ – базисные вектора цилиндрической системы координат.

Из формулы (1) получена система дифференциальных уравнений с начальными условиями: $r(0) = r_0, \psi(0) = \psi_0, z(0) = z_0, v_r(0) = 0, v_\psi(0) = 0,$

$$\begin{aligned} v_z(0) &= 0, \dot{r} = v_r, \dot{\psi} = \frac{v_\psi}{r}, \dot{z} = v_z, \\ \dot{v}_r &= \left(\frac{v_\psi^2}{r} \cdot \sin \alpha - g \cdot \cos \alpha \right) \sin \alpha - f \frac{N}{m} \frac{v_z}{v} \operatorname{tg}(\alpha), \\ \dot{v}_\psi &= \frac{\alpha}{m} (v_0 - v_\psi) - \frac{v_r v_\psi}{r} - f \frac{N}{m} \frac{v_\psi}{v}, \\ \dot{v}_z &= \left(\frac{v_\psi^2}{r} \cdot \sin \alpha - g \cdot \cos \alpha \right) \cos \alpha - f \frac{N}{m} \frac{v_z}{v}. \end{aligned}$$

Эта система решается методом Рунге-Кутты, тем самым определяется закон движения частицы по конической поверхности (рисунок 3).

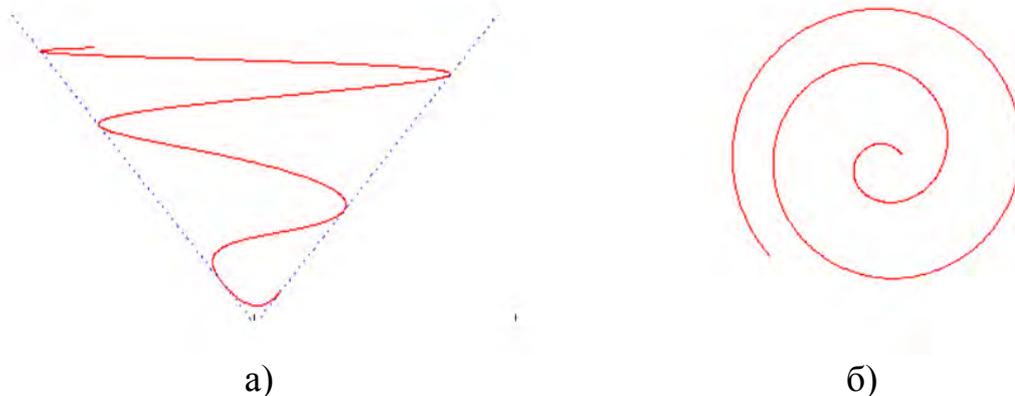


Рисунок 3 – Траектория движения частицы по конической поверхности:
а – вид сбоку, б – вид сверху

Используя полученный результат можно определить траектории и законы движения и для системы невзаимодействующих частиц. Совокупность состояний невзаимодействующих частиц принимаем за статистический ансамбль. Ясно, что в начальный момент времени вдоль радиуса винтовой поверхности распределение вероятности положения частицы однородно. Зная начальные условия для невзаимодействующих частиц можно определить концентрацию частиц на винтовой поверхности в последующие моменты времени. При стационарном случае (т.е. при однородном по-

токе) получается определенное независящее от времени распределение плотности частиц на поверхности. Согласно методу Гиббса, это распределение отождествляется с распределением вероятности местонахождения одной частицы. В качестве примера в работе рассмотрен поток на одном витке из 30 частиц с равномерным начальным распределением по радиусу. Вероятность местонахождения частицы на конической поверхности определяется как концентрация этого потока.

С целью определения концентрации потока частиц коническую поверхность отображаем на плоскость (рисунок 4), которую назовем модельной плоскостью. Допустим имеется некоторый поток частиц в модельной плоскости с заданными координатами и скоростями в начальный момент времени. Законы движения для каждой частицы известны. Для решения задачи используем вычислительные свойства компьютера. На компьютере строим положение частицы в плоскости за равные промежутки времени (потому что, в начальный момент времени поток однородный). В окрестности точки наблюдения (X, Y) выделяем физически бесконечно малую область, например, для плоской задачи окружность с радиусом R с центром в точке наблюдения. Относительно этой точки наблюдения определяем расстояние всех точек потока по формуле

$$L_i = \sqrt{(X - x_i)^2 + (Y - y_i)^2}.$$

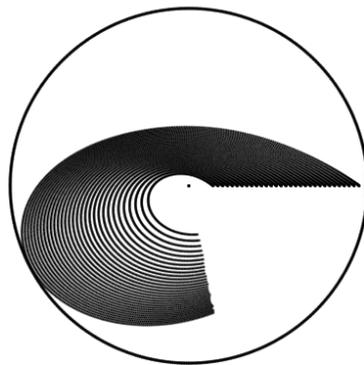


Рисунок 4 – Распределение частиц на модельной плоскости

Следующий шаг: создаем программу, определяющую расстояния до точек, которые лежат только внутри этой окружности:

$$L1_{i,k} = \begin{cases} 0 & \text{if } L_{i,k} > R \\ L_{i,k} & \text{otherwise} \end{cases}$$

Расстояния до тех точек, которые лежат вне окружности зануляются программой. Таким образом, получается двухмерная матрица данных определяющая расстояния от центра окружности до точек, лежащих внутри него. Элементы матрицы делятся на значение самих элементов:

$$K_{i,k} = \frac{L_{1,i,k}}{L_{1,i,k}}$$

Тогда элементами матрицы является только 0 и 1. Следовательно, суммируя все элементы матрицы $k = \sum_{i=0}^n (\sum_{k=0}^n K_{i,k})$, получаем количество частиц внутри окружности с физически бесконечно малым объемом. Выбирая координаты точек наблюдения и введя соответственно физически бесконечно малые области, определяем количество частиц внутри такой «подвижной» окружности на всей плоскости. Концентрация частиц определяется отношением количества частиц на площадь окружности. На рисунке 5 представлен график концентрации частиц на модельной плоскости. Согласно модели вероятность нахождения частицы на этой плоскости пропорциональна этой концентрации.

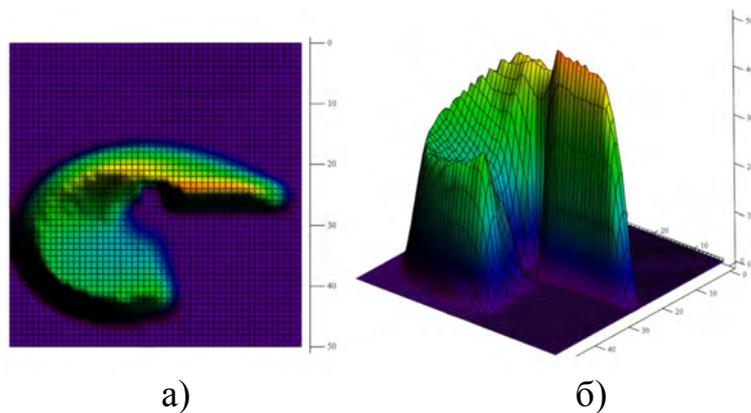


Рисунок 5 – Распределение концентрации на модельной плоскости:
а – вид сверху, б – вид сбоку

Заключение

Предложен статистический метод определения вероятности положения частицы внутри пневматического сепаратора в зависимости от параметров системы (масса и размер частицы, скорость потока воздуха). Полученный результат является основой для разработки задач коллективного движения частиц в различных пневматических аппаратах обогащения.

Список литературы

1. Патент № 2167005, 7 В 07 В 7/08. Пневмосепаратор / Матвеев А.И., Филиппов В.Е., Федоров Ф.М., Григорьев А.Н., Яковлев В.Б., Еремеева Н.Г., Слепцова Е.С., Гладышев А.М., Винокуров В.П./ИГДС СО РАН; Заявл. 11.06.99; Опубл. 20.05.2001 // Изобретения. Полезные модели. – 2001. – №14. – Ч.2. – С. 346.
2. Шувалов С.И., Андреев А.А. Математическое описание движения частиц в динамическом сепараторе // Вестник Иван. гос. энерг. Ун-та. Выпуск 1. Иваново ИГЭУ. 2005. – С. 25-28.
3. Матвеев А.И., Лебедев И.Ф., Никифорова Л.В., Яковлев Б.В. Моделирование движения частиц в винтовом пневмосепараторе//Горный информационно-аналит. Бюллетень. – № 10, 2014. – С. 172-178.
4. Kapur P.C., Meloy T.P. Spirals Observed. International Journal of Mineral Processing 1998, 53, – p. 15–28.

5. Das, S.K.; Godivalla, K.M.; Panda, L.; Bhattacharya, K.K.; Singh, R.; Mehrotra, S.P. Mathematical modeling of separation characteristics of coal-washing spiral // Int. J. Miner. Process. 2007, 84, – p. 18–132.

6. Mishra B.K., Alok Tripathy, 2010. A preliminary study of particle separation in spiral concentrators using DEM // Int. J. Miner. Process. 94, – p. 192–195.

УДК 622.7

ОЦЕНКА ПРЕДЕЛЬНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ

Овчинникова Т.Ю.¹, Цыпин Е.Ф.¹, Елизаров Д.Б.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный экономический университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Среднее содержание компонентов у обогащаемого минерального сырья может меняться в очень широких пределах. Условно по среднему содержанию компонентов выделяют две группы минерального сырья. К первой можно отнести сырьё с невысоким содержанием компонентов (первые проценты и ниже). Примерами являются медные, медно-цинковые, медно-никелевые, свинцовые, свинцово-цинковые, вольфрамовые, оловянные, золотые, серебряные, ртутные, бериллиевые, литиевые, редкометалльные и другие руды. Ко второй группе можно отнести сырьё с относительно высоким содержанием компонента (5-10 % и выше). К таким видам сырья относятся железные, марганцевые, хромовые, баритовые, борные руды и нерудное сырьё: кварцевое, флюоритовое, фосфатное и др. [1].

При обосновании схем стадийного обогащения минерального сырья вид выделяемых в отдельных стадиях продуктов будет зависеть от среднего содержания компонента в руде и характера раскрытия минеральных фаз, достигнутого к данной стадии.

Характер неоднородности кусков руды по содержанию компонентов характеризуется плотностью распределения кускового содержания компонентов, которая довольно полно иллюстрирует раскрытие разделяемых фаз, в том числе в кусках с их различным количественным соотношением. Следует отметить, что в ходе технологических операций, связанных с сокращением крупности материала, такими как дробление, измельчение, дезинтеграция, плотности распределения кускового содержания компонентов и потенциальные показатели разделения минеральных фаз для одной и той же руды претерпевают изменения.

Пределные показатели обогащения представляют кривыми предельной обогатимости (контрастности) с использованием в качестве признака разделения содержания компонента [2].

В первых стадиях рудоподготовки и обогащения руды с относительно невысоким содержанием ценного компонента имеют большую предрасположенность к выделению отвальных хвостов, то есть к предварительной концентрации. В тех же случаях из руд с относительно высоким содержанием ценного компонента могут быть выделены как отвальные хвосты, так и готовые концентраты [1, 3, 4].

Продукты последующих стадий переработки характеризуются большим раскрытием минеральных фаз, что выражается в изменении плотности распределения покусковых содержаний компонента.

Анализ предельной обогатимости крупнокускового сырья [5, 6, 7] предполагает получение информации о массе и содержаниях интересующих (ценных, породных, вредных) компонентов в каждой частице обогащаемого материала. В строгом виде такую информацию принято получать при изучении обогатимости кускового материала, обогащаемого с использованием информационных, в том числе радиометрических, методов [5, 8, 4, 9]. Прямое взвешивание отдельных кусков, подготовка их к химическому анализу и его выполнение позволяют рассчитать и построить кривые контрастности (предельной обогатимости).

Анализ покусковых содержаний мелких частиц осуществляется с использованием различных анализаторов вещественного состава, например, современных электронных микроскопов с многообразным программным обеспечением. Такие приборы позволяют также приближённо с использованием измеренной плотности и модельных представлений о геометрии частиц оценивать их массу.

В настоящей работе на гипотетических примерах исследуется влияние изменения характера раскрытия фаз на потенциальные показатели предельной обогатимости при сокращении крупности в стадиях рудоподготовки и обогащения относительно бедных и богатых руд. Примеры плотностей распределения покусковых содержаний компонентов для бедной и богатой руды приведены на рисунке 1.

При расчёте стандартных кривых контрастности (β -, λ -, ϑ -кривых) каждая i -ая частица рассматривается как отдельная фракция. При сопоставлении показателей для руд с различным средним содержанием компонентов целесообразно использование в качестве аргумента относительного содержания $\alpha_i/\alpha_{\text{ср}}$. Для этих же условий разделения по содержанию компонента весьма показательной зависимостью, характеризующей и степень раскрытия компонентов, и граничные значения содержаний, обеспечивающих максимальную эффективность разделения, является зависимость значения критерия Ханкока-Луйкена от значений границы разделения $E_{\text{Х-Л}}=f(\lambda)$, приведённая на рисунке 2, причём λ для удобства анализа также может быть выражено в виде относительного содержания $\lambda_i/\alpha_{\text{ср}}$.

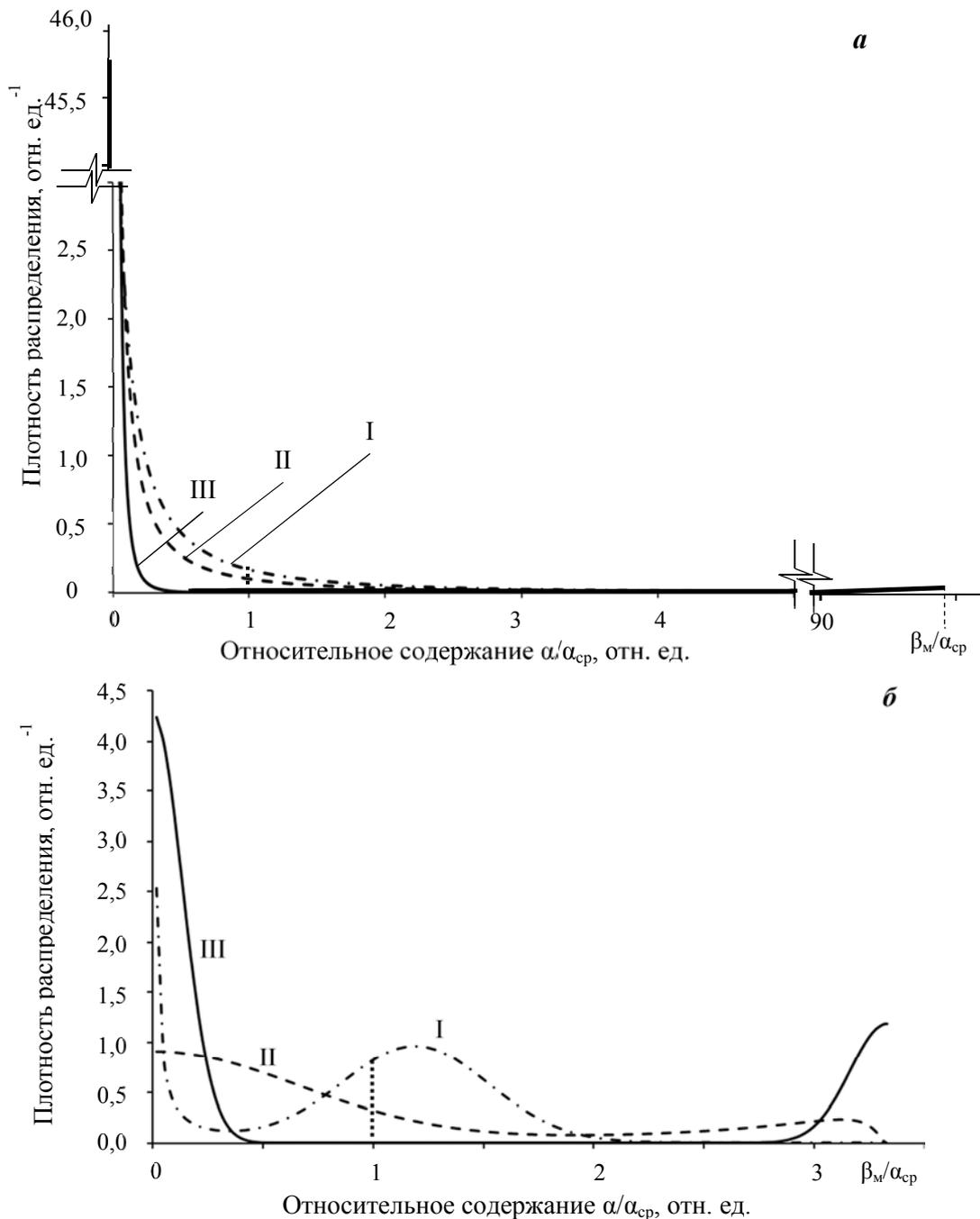


Рисунок 1 – Плотности распределения покусковых содержаний компонентов:
a – бедная руда, $\alpha_{ср}=0,011$ д. ед.; *б* – богатая руда, $\alpha_{ср}=0,300$ д. ед.;
 I – исходная руда; II – руда после дробления и первой стадии измельчения;
 III – руда в стадиях глубокого обогащения

Анализ кривых контрастности для элементарных фракций позволяет сделать следующие выводы: предельные показатели обогащения, оцениваемые по кривым контрастности, изменяются по мере увеличения степени раскрытия, так, выходы хвостов и концентрата растут при неизменных значениях содержания в них. Причем, для хвостов эта тенденция выражена ярче, чем для концентрата, что объясняется раскрытием преобладающей

(породной) фазы в большей крупности, как исходной руды, так и продуктов следующих стадий.

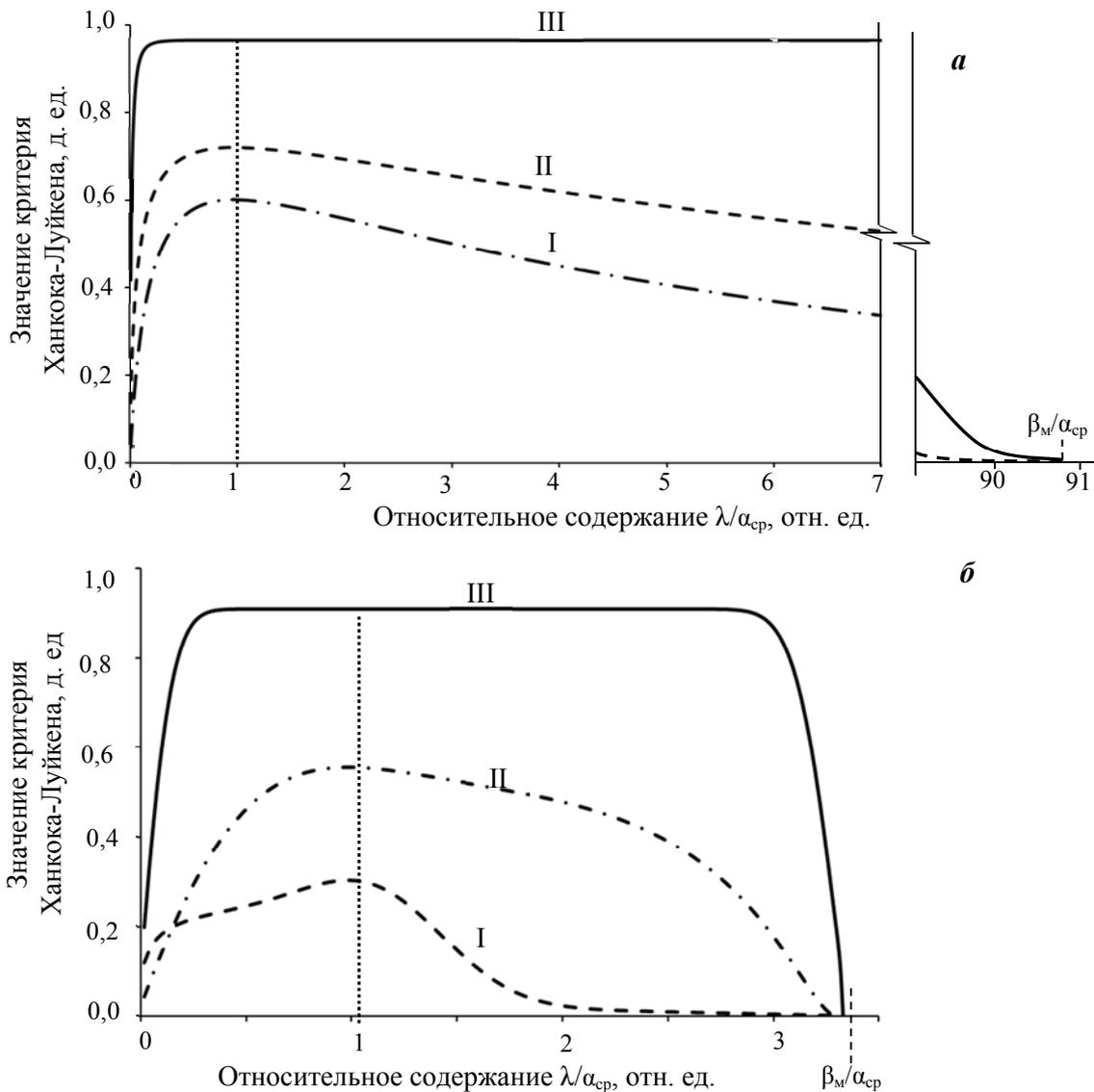


Рисунок 2 – Зависимость значений критерия Ханкока-Луйкена от принятой границы разделения λ :

a – бедная руда; *б* – богатая руда; I – исходная руда; II – руда после дробления и первой стадии измельчения; III – руда в стадиях глубокого обогащения

Этот факт свидетельствует о возможности начала обогащения уже исходной руды, а также руды после дробления и первых стадий измельчения, причём, для бедной руды операция разделения будет выполнять функцию предварительной концентрации с удалением более половины отвальных хвостов и некоторым повышением содержания компонента в концентрате. Для богатой руды та же операция будет являться более функциональной, а именно предварительным обогащением, позволяющим частично выделять как отвальные хвосты, так и кусковые концентраты.

В качестве меры раскрытия компонентов могут быть использованы такие количественные характеристики как: значение плотности распределения покусковых содержаний компонента при среднем содержании компонента в руде (α_{cp}); крутизна кривой контрастности λ (чем меньше тангенс угла наклона кривой контрастности λ к оси абсцисс, тем больше раскрытие компонента); длина горизонтального участка кривой контрастности λ ; значение критерия Ханкока-Луйкена при значении содержания, соответствующего α_{cp} .

Весьма показателен анализ зависимостей выходов от содержания компонента в хвостах, а также зависимостей выходов концентрата от содержания компонента в концентрате, то есть зависимости выходов целевых продуктов при ограничении на их качество. В таблице 1 приведены выходы целевых продуктов – хвостов и концентрата – от относительного содержания компонента в этих продуктах для руд с малым и высоким содержанием в различных стадиях. Выходы хвостов приведены для одинаковых относительных содержаний как для бедной, так и для богатой руды. Так как для бедной руды возможна большая степень концентрации, чем для богатой, относительные содержания в концентрате для этих руд разные.

Таблица 1 – Расчётные значения выходов целевых продуктов, д. ед., при различном содержании компонента в них

Целевой продукт – ХВОСТЫ, выход при содержании компонента ϑ/α_{cp}, отн. ед.									
Стадия	<i>Бедная руда</i>								
	<i>0,10</i>	<i>0,15</i>	<i>0,20</i>	<i>0,25</i>	<i>0,30</i>	<i>0,40</i>	<i>0,50</i>	<i>0,70</i>	<i>0,90</i>
I	0,5178	0,6430	0,7314	0,7955	0,8352	0,9010	0,9415	0,9821	0,9971
II	0,7590	0,8369	0,8823	0,9117	0,9332	0,9609	0,9769	0,9920	0,9984
III	0,9892	0,9899	0,9907	0,9914	0,9921	0,9933	0,9942	0,9965	0,9999
<i>Богатая руда</i>									
	<i>0,10</i>	<i>0,15</i>	<i>0,20</i>	<i>0,25</i>	<i>0,30</i>	<i>0,40</i>	<i>0,50</i>	<i>0,70</i>	<i>0,90</i>
I	0,1869	0,2108	0,2345	0,2573	0,2817	0,3513	0,4282	0,6282	0,8864
II	0,1790	0,2774	0,3685	0,4372	0,5214	0,6444	0,7490	0,8690	0,9558
III	0,6954	0,7238	0,7354	0,7475	0,7603	0,7910	0,8174	0,8833	0,9604
Целевой продукт – КОНЦЕНТРАТ, выход при содержании компонента β/α_{cp}, отн. ед.									
Стадия	<i>Бедная руда</i>								
	<i>1,5</i>	<i>2,0</i>	<i>2,5</i>	<i>3,0</i>	<i>3,5</i>	<i>5,0</i>	<i>7,0</i>	<i>10,0</i>	
I	0,6900	0,5000	0,3800	0,3051	0,2500	0,1450	0,0800	0,0330	
II	0,6705	0,4950	0,3925	0,3212	0,2697	0,1789	0,1207	0,0741	
III	0,6856	0,4900	0,3955	0,3255	0,2825	0,1950	0,1411	0,0975	
<i>Богатая руда</i>									
	<i>1,1</i>	<i>1,2</i>	<i>1,3</i>	<i>1,4</i>	<i>1,5</i>	<i>2,0</i>	<i>2,5</i>	<i>3,0</i>	
I	0,9157	0,8176	0,6814	0,5285	0,3711	0,0418	0,00082	0,0025	
II	0,9095	0,8210	0,7361	0,6825	0,6071	0,3814	0,2510	0,1167	
III	0,8614	0,7924	0,7419	0,7211	0,6219	0,4381	0,3819	0,3045	

Как видно из таблицы 1 наблюдается снижение выхода целевых продуктов при повышении требований к качеству этих продуктов. Очевиден рост выходов целевых продуктов почти на всех уровнях ограничений с увеличением раскрытия компонента (по стадиям рудоподготовки и переработки).

Список литературы

1. Лагов Б.С., Лагов П.Б. Радиометрическая сортировка и сепарация твёрдых полезных ископаемых. М.: Учѐба, 2007. 155 с.
2. Цыпин Е.Ф., Никифоров Д.В. Предельная обогатимость и возможность её формирования // Изв. вузов. Горный журнал. 2001. №4-5. – С. 21-33.
3. Радиометрическая сепарация как основной процесс в технологической схеме обогащения минерального сырья / В.В. Зверев, Э.Г. Литвинцев, В.К. Рябкин и др. // Обогащение руд. 2001. № 5. С. 3-6.
4. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Пестов В.В. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд // Обогащение руд. 2016. № 5. – С. 8-13.
5. Мокроусов В.А., Гольбек Г.Р., Архипов О.А. Теоретические основы радиометрического обогащения радиоактивных руд. М.: Недра, 1968. 162 с.
6. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 82-104.
7. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость: уч. пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. 380 с.
8. Цыпин Е.Ф. Информация и обогатительные процессы // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 1. С. 86-92.
9. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Елизаров Д.Б. Кластер информационных методов обогащения полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. №S23. – С. 483-492.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ ТЕХНОГЕННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗА «БАЛКА ТЕРНОВАТАЯ» С ПРИМЕНЕНИЕМ ВИНТОВЫХ СЕПАРАТОРОВ

Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Иванова К.К.
ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия

За время работы добывающих предприятий Криворожского железорудного бассейна накоплено свыше 5 млрд. тонн хвостов горно-обогажительного производства. Отвалы железорудного производства занимают огромные площади, становятся причиной изменения природного ландшафта, почвенно-растительного покрова, негативно влияют на водный и воздушный бассейны [1].

Типичным представителем такого вида техногенных месторождений являются лежалые хвосты обогащения руды шахты «Новая» (г. Желтые Воды, Днепропетровская область).

В результате деятельности шахты и обогатительной фабрики в окрестностях города Желтые Воды сформированы крупные техногенные месторождения железных руд – Балки «Терноватая» и «Разбери», в них на протяжении многих лет накапливались тонкоизмельченные хвосты мокрого магнитного обогащения.

Лежалые хвосты «Балки Терноватая» представляют собой песчаный материал, основная масса которого состоит из зерен крупностью менее 0,5 мм со средним содержанием железа 23 %. Наибольшая часть железа (83,3 %) сосредоточена в классе крупности $-0,074+0,0$ мм – это объясняется тем, что в данном классе происходит практически полное раскрытие рудного компонента. Таким образом, класс крупности $-0,074$ мм представляет собой продуктивную часть материала хвостохранилища и является потенциальным источником для извлечения железа. Состав рудной фракции: гематит – основной рудный минерал, магнетит и гидроксиды железа, нерудная фракция представлена кварцем, амфиболами, пиритом и кальцитом.

Стоит отметить, что доля раскрытых рудных зерен гематита и магнетита в материале хвостохранилища не превышает 11-12 %, поэтому без применения размольного оборудования теоретический процент извлечения железа в концентрат с массовой долей 63,5 % может быть не более 34 % [2].

С 2008 года на техногенном месторождении «Балка Терноватая» функционирует Опытно-промышленный комплекс (ОПК) «Желтые Воды» по получению железорудного концентрата (ЖРК) из лежалых хвостов. Технологическая схема обогащения на ОПК включает в себя дезинтеграцию в скруббер-бутаре, дешламацию, классификацию песков дешламации в гидроциклонах с последующим обогащением песков на винтовых сепараторах.

раторах. Обогащение производится в две стадии – основная (ОВС) и перемешивающая (ПВС) с заворотом промпродуктов каждой операции в голову своего процесса. Гравитационный концентрат (с содержанием железа общего не менее 63,5 %) обезвоживается на вакуум-фильтре и является товарной продукцией.

Такая технологическая схема обладает следующими достоинствами: низкое энергопотребление, экологическая чистота ведения процесса, низкие капитальные и эксплуатационные затраты, извлечение в гравитационный концентрат как гематита, так и магнетита.

Однако за время работы ОПК было выявлено, что потери раскрытых минералов железа в хвосты ОВС доходят до 40 %. Это связано, прежде всего, с тем, что применяемые винтовые сепараторы не предназначены для извлечения ценного компонента менее 0,074 мм.

Для гравитационного обогащения ценных компонентов мелких и тонких классов крупности (-0,074 мм) разработан особый вид винтовых аппаратов – так называемые «винтовые шлюзы» [3], они же винтовые сепараторы для обогащения шламов – СВШ. Успешную практическую проверку СВШ прошли во время полупромышленных испытаний по извлечению гематита крупностью -0,044 мм из текущих хвостов мокрого магнитного обогащения на ДОК ОАО «Михайловский ГОК» [4]. На сегодняшний день СВШ различных типоразмеров производятся компанией «Спирит» (г. Иркутск).

В условиях непрерывно действующей установки Опытно-промышленного производства Криворожского Горно-обогатительного комбината окисленных руд (НДУ ОПП ГП «Дирекция КГОКОР») были проведены исследования по изучению возможности снижения потерь железа с отвальными хвостами обогащения на ОПК «Желтые Воды», а также совершенствованию всей технологической схемы обогащения песков техногенного месторождения «Балка Терноватая» с применением винтовых сепараторов производства ООО ПК «Спирит».

Представленные на полупромышленные испытания пробы массой 1 т каждая обогащались на промышленных аппаратах СВШ и СВМ (сепаратор винтовой минеральный) с определением оптимальных режимных параметров обогащения и проведением балансовых крупнообъемных опытов по выбранным режимам и компоновкам технологических операций.

В ходе испытаний были получены следующие результаты:

– Проба № 1 (Пески техногенного месторождения «Балка Терноватая»). С применением минеральных винтовых сепараторов СВМ и шламовых винтовых сепараторов СВШ получен качественный железорудный концентрат (ЖРК) с выходом не менее 11 % (от исходного) и содержанием железа общего не менее 63,4 %. Достигнуто практически полное теоретически возможное извлечение всех раскрытых зерен гематита и магнетита из исходного сырья ОПК;

– Проба № 2 (Лежалые хвосты ОПК прошлых лет). Показана возможность повторного вовлечения в переработку с применением шламовых винтовых сепараторов СВШ с получением качественного ЖРК с выходом его не менее 7 % (от исходного) и содержанием железа общего не менее 65,0 %;

– Проба № 3 (Промпродукт основной винтовой сепарации (ОВС)). Показана возможность вывода данного промпродукта из циркуляционной нагрузки в отдельный цикл обогащения с применением шламовых винтовых сепараторов СВШ и получением качественного ЖРК с выходом его не менее 6,3 % (от промпродукта) и содержанием железа общего не менее 64,8 %;

– Проба № 4 (Хвосты ОВС). Выявлено, что данные хвосты не являются отвальными, а могут дообогащаться на шламовых винтовых сепараторах СВШ в отдельном цикле в две операции с получением качественного ЖРК с выходом его не менее 7,1 % (от хвостов) и содержанием железа общего не менее 65,2 %;

– Проба № 5 (Объединенные промпродукт и хвосты ОВС). Показана возможность переработки в отдельном цикле обогащения с применением шламовых винтовых сепараторов СВШ и получением качественного ЖРК с выходом его не менее 11,4 % (от объединенных промпродукта и хвостов) с содержанием железа общего не менее 65,8 %.

Основная часть материала концентратов шламового винтового сепаратора (80-90 %) приходится на классы крупности менее 0,074 мм и представляет собой раскрытые рудные минералы (70-75 % от общей массы), что свидетельствует о достаточной эффективности извлечения свободных зерен гематита и магнетита из представленных проб на данном аппарате [2].

Приведенные показатели свидетельствуют о возможности применения аппаратов СВШ как для снижения потерь железа в действующей схеме обогащения на ОПК, так и при совершенствовании схемы обогащения на ОПК с целью более полного извлечения минералов железа мелких и тонких классов крупности. Проведенные полупромышленные испытания свидетельствуют о перспективности применения шламовых винтовых сепараторов для обогащения песков техногенного месторождения «Балка Терноватая».

Наличие большого количества сростков рудных минералов с пустой породой (до 85-88 %) в материале техногенного месторождения можно рассматривать как резерв для получения ЖРК. В связи с этим целесообразно продолжить исследования по измельчению, классификации и последующему обогащению.

Проект компании по вторичной переработке лежалых хвостов техногенного месторождения «Балка Терноватая» на ОПК «Желтые Воды» имеет четкую экологическую направленность, позволяет повысить степень

комплексного использования недр Кривбасса и возвращать полезные компоненты в экономику. Налицо внедрение в промышленных масштабах ранее мало применявшегося гравитационного процесса обогащения железорудного сырья. Данный проект стал первым удачным опытом в освоении техногенных месторождений Криворожского железорудного бассейна, и можно с уверенностью заявлять о начале нового этапа в обогащении железосодержащего сырья.

Список литературы

1. Збірник наукових праць «Будівництво та техногенна безпека», Випуск 18, Симферополь, 2007.
2. Отчет «Лабораторные и полупромышленные испытания технологической схемы гравитационного обогащения отходов горно-обогатительного производства в условиях рудоиспытательной станции и непрерывно действующей установки ОПП ГП «Дирекция КГОКОР», Долинская, 2012.
3. Иванов В.Д., Прокопьев С.А. Винтовые аппараты для обогащения руд и россыпей в России. М.: Дакси, 2000.
4. Отчет о проведении полупромышленных испытаний по получению гематитового концентрата из отвальных хвостов мокрой магнитной сепарации ОО ДОК ОАО «МГОК» на пилотной установке ООО НПФ «Спирит», Железногорск, 2008.

УДК-622.75/77

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАВИТАЦИОННО ИЗВЛЕКАЕМЫХ ФОРМ ЗОЛОТА И ЕЕ ПРАКТИЧЕСКАЯ РЕАЛИЗАЦИЯ ДЛЯ РУДНЫХ ОБЪЕКТОВ

Лукьянов К.В., Семенихин Д.Н.

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

С каждым годом запасы россыпных месторождений истощаются, и появляется необходимость вовлечения в переработку большего количества руд коренных месторождений [1]. Основная часть коренных месторождений характеризуется небольшим содержанием золота и его неравномерным распределением. В большем числе случаев такие руды являются упорными к процессу цианирования. Упорность руд обусловлена наличием тонкодисперсного золота в сульфидах, а также присутствием органического углерода. Для минимизации потерь в технологию переработки упорных руд включают операции по обезуглероживанию, бактериальному окислению, автоклавному выщелачиванию, обжигу и т.д. Практически все методы переработки коренного золота имеют существенные ограничения, приводящие к технологическим, экономическим и экологическим проблемам при их реализации [9].

Золотосульфидные концентраты обогатительных фабрик являются исходным сырьем для дальнейшей гидрометаллургической переработки.

Мировой опыт переработки золотосульфидных руд с высоким содержанием органического углерода говорит о том, что применение некоторых способов и реагентов может быть неэффективно в силу минералогических особенностей руды [2]. Основной задачей при обогащении становится разработка такой схемы, которая позволит максимально извлечь полезный компонент из руды, при этом концентрат должен соответствовать требованиям для дальнейшей переработки, то есть минимизировать содержание вредных компонентов.

Основной задачей данной работы являются исследование гравитационного метода обогащения на руде месторождения «Х» с целью внедрения этого метода в технологический передел.

В условиях лаборатории Горного университета выполнены исследования на пробе руды месторождения «Х» с целью определения уровня гравитационного извлечения золота. Исследования выполнялись по стандартизированной методике, разработанной А. Лаплантом [6]. Суть теста заключается в диагностике гравитационно-извлекаемого золота, содержащегося в руде и распределения его размеров в продуктах измельчения. Методология теста основана на разделении пробы руды, крупностью $-0,8+0$ мм и массой 50 кг с помощью лабораторного сепаратора Knelson, в данном случае была использована модель КС-МДЗ.

На первом этапе проба руды массой 50 кг доводится до крупности 100 % класса $-0,8$ мм и пропускается через сепаратор, хвосты первой стадии (24 кг) измельчаются до 45-55 % класса -71 мкм перед сепарацией. Хвосты второй стадии (12 кг) доизмельчаются до 75-80 % класса -71 мкм и далее подвергаются сепарации (рисунок 1).

Тесты на концентрате Knelson проводятся при более низкой скорости подачи руды и гидравлическом давлении разжижения для обеспечения более точной подачи, обычно 1000 г/мин при 25 кПа на первом этапе, 600 г/мин при 16 кПа на втором и 400 г/мин при 12 кПа на третьем этапе. Это соответствует оптимальным показателям, которые были определены при обширных испытательных работах, как с золотой рудой, так и с синтетическими материалами, но должны корректироваться в соответствии с плотностью пустой породы [7]. Поскольку тест оптимизирован, он выдает максимальное количество гравитационного извлечения золота; фактическое извлечение в промышленных условиях будет ниже в связи со снижением эффективности работы оборудования и частичной циркулирующей нагрузке. Для каждого этапа выполняется ситовой анализ концентратов (полностью) и хвостов (1000 г) в диапазоне крупности от 20 до 800 мкм. Пробы всех классов крупности концентратов и хвостов после сушки подвергаются пробирному анализу, частицы крупностью более 100 мкм дополнительно истираются перед выполнением пробирного анализа.

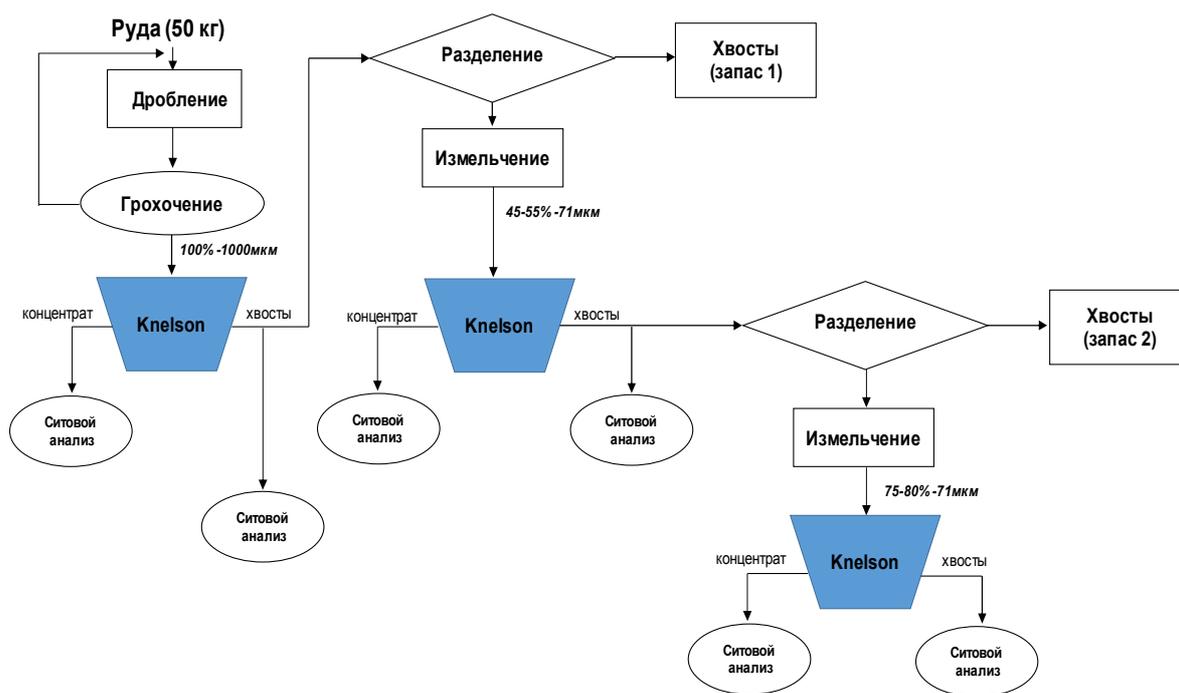


Рисунок 1 – Принципиальная схема определения гравитационного извлечения золота на лабораторном сепараторе Knelson

На пробе 50 кг был проведен GRG- тест в три этапа при определенной тонине помола: I этап – 100 % класса минус 0,8 мм; II этап – 50 % класса минус 0,074 мм; III этап – 80 % класса минус 0,074 мм, технологическая схема приведена на рисунке 2. Продукты обогащения были рассеяны по классам с определением золота пробирным анализом в каждом классе крупности. Качественно-количественные результаты проведения теста приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты стадийного извлечения золота из технологической пробы месторождения «Х», при проведении GRG-теста

Наименование продуктов	Выход,	Содержание Au,	Извлечение Au,
	%	г/г	%
Концентрат I этапа	0,24	2302,09	49,11
Хвосты I этапа	99,77	5,62	50,89
Концентрат II этапа	0,24	482,84	10,34
Хвосты II этапа	99,53	4,49	40,54
Концентрат III этапа	0,19	141,89	2,40
Хвосты III этапа	99,34	4,23	38,15
Суммарный концентрат	0,66	1037,04	61,85
Руда	100,00	11,02	100,00

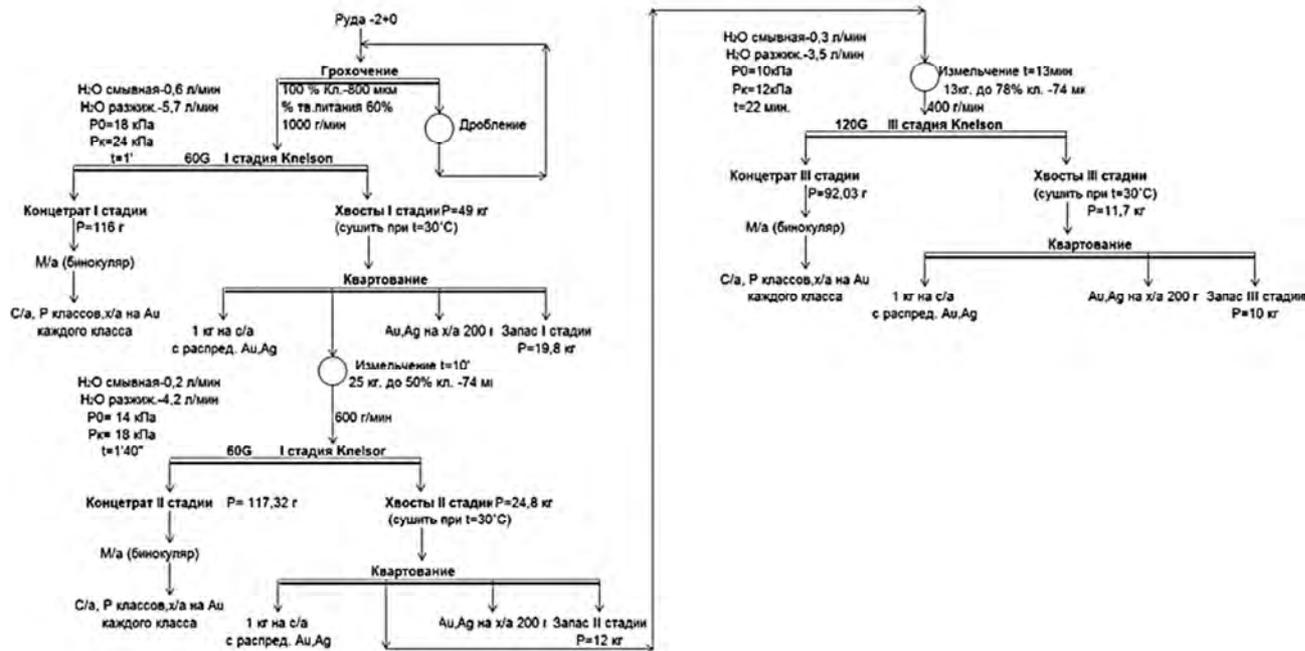


Рисунок 4 – Схема проведения GRG –теста на технологической пробе руды месторождения «Х»

Золото в пробе руды углеродистого типа самородное, крупное. Изучение морфологии крупного золота проводилось на концентратах гравитации GRG-теста; тонкое золото, связанное с углеродистыми минералами, изучалось на тяжелых фракциях, выделенных из исходной дробленой пробы руды (кл. -1+0 мм), а также на продуктах последовательного растворения породных минералов [10]. Морфология свободного золота достаточно разнообразна – чешуйчатые, дендритовидные, угловатые, скопкованные, неправильной и причудливых форм. Замечены как свободные золотины, так и в сростках с углеродом и сульфидами. Крупность гравитационного золота составляет от 0,1 до 2 мм. Встречен самородок размером около 2 мм (рисунок 3). Ниже приведены фотографии некоторых золотин из гравитационного концентрата 1 стадии GRG-теста (рисунок 4). В гравитационном концентрате 1 стадии GRG-теста отмечено 446 знаков золота, свободного и находящего в сростках, из которых 286 знаков (64 %) составляют более 500 мкм (по среднему размеру). Наличие такого крупного золота предопределяет применение гравитационных методов обогащения для данного типа руды, для выведения самородков (крупнее 1 мм) в отдельный продукт и предотвращения «размазывания» золота (в виду его мягкости) в аппаратах дальнейшего измельчения.

На рисунке 5 показаны зависимости кумулятивного извлечения золота различной крупности после 1, 2 и 3 стадии измельчения.

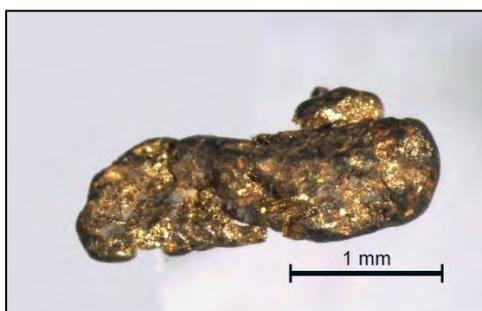


Рисунок 3 – Самородок Au (пробность Au=88,95%), выделенный из гравитационного концентрата 1 стадии GRG-теста

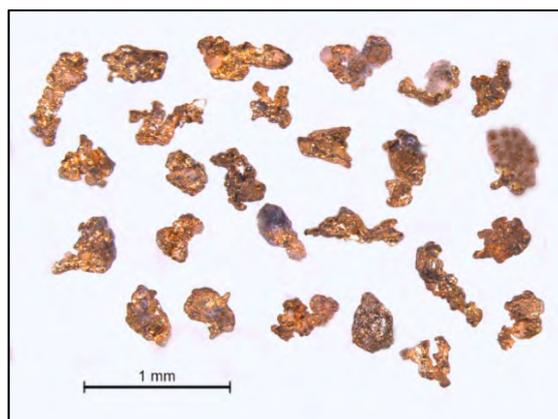


Рисунок 4 – Крупные золотины свободные и в сростках с кварцем, выделенные из гравитационного концентрата 1 стадии GRG-теста

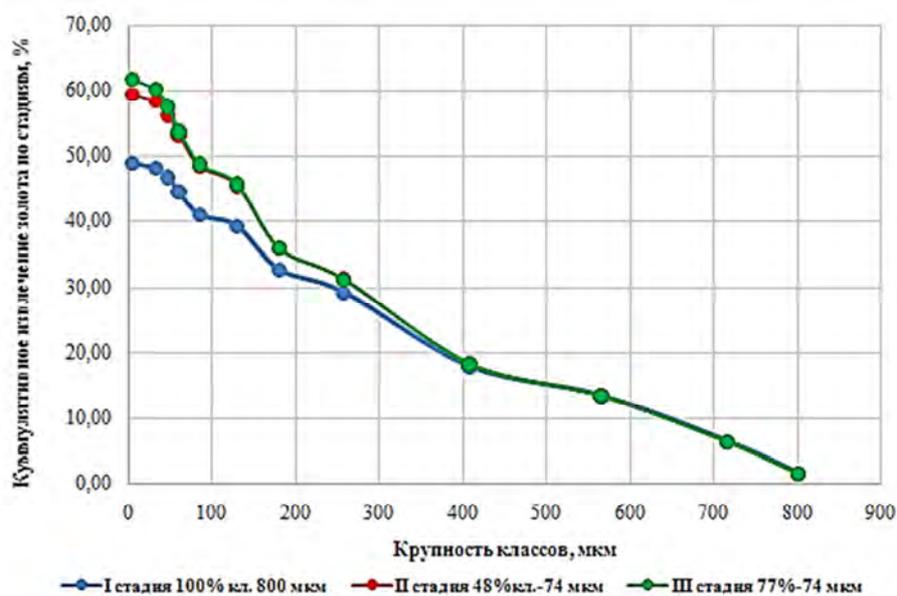


Рисунок 5 – Кумулятивное извлечение золота в гравитационные концентраты на сепараторе Knelson по этапам на пробе руды месторождения «Х»

По результатам следует отметить, что суммарное извлечение гравитационного золота составило 61,85 % с качеством 1037,04 г/т. Из графиче-

ских данных следует, что кумулятивное извлечение золота возрастает по мере снижения крупности питания гравитационного цикла после каждой стадии измельчения, что свидетельствует о раскрытии сростков, однако значительного прироста гравитационного извлечения золота в III Этапе не наблюдается.

В ходе проведения исследований показана возможность повышения технологических показателей путем правильной настройки рабочих параметров на центробежном концентраторе типа Knelson. По итогам GRG-теста можно сделать вывод, что свободное золото в руде месторождения «Х» есть в достаточном количестве, чтобы внедрить в технологию на фабрике гравитационное извлечение золота.

Работа выполнена при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований, проект №16-05-00460 А.

Список литературы

1. Александрова Т.Н. Развитие методов оценки и управления эколого-технологическими системами при рудной и россыпной золотодобыче и использовании вторичного сырья в Дальневосточном регионе: Дис. докт. техн. наук. – Чита: ГОУВПО "Читинский государственный университет", 2008. – 433 с.
2. Александрова Т.Н. Удаление сорбционно-активных углеродистых веществ из упорных золотосульфидных руд и концентратов месторождения Майское / Т. Н. Александрова, В. Н. Цыплаков, А. О. Ромашев, Д. Н. Семенихин // Обогащение руд. – 2015. – № 4. – С. 3-8.
3. Богданович А.В., Базилевский А.М., Петров С.В. // Обогащение руд. 1997. № 2. С. 37-38.
4. Золотодобывающая промышленность капиталистических стран, 1963. – 338 с.
5. Laplante A.R. «Standardized Test to Determine Gravity Recoverable Gold».
6. Laplante A.R., Y. Shu and J. Marois, Experimental Characterization of a Laboratory Centrifugal Separator', Can. Metal. Quart., Vol. 35(1), 1996, pp. 23-29.
7. Muir D., La Brooy S., Cao C. // Proc. Gold Forum on technology and practices. Reno, USA. 1989. P. 363-374.
8. Muir D., La Brooy S., Fenton K. // Proc. Int. Conf.: World Gold 91. / Cairns, Australia. 1991. P. 145-150.
9. Фишман М.А., Зеленов В.И. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. Т. V. Извлечение золота и алмазов из руд и россыпей. - М.: Недра, 1967. – 254 с.
10. Фридман И.Д., Савари Е.Е., Демина Н.Н. Влияние углеродистых веществ, содержащихся в рудах, 1979. – № 9. – С. 104-106.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ АПАТИТ-ШТАФФЕЛИТОВЫХ РУД ПУТЕМ РЕГУЛИРОВАНИЯ АГРЕГАТИВНОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ШЛАМОВ

Поливанская В.В., Морозов В.В.

Научно–исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов», г. Москва, Россия

Особенностью апатит-штаффелитовых руд Ковдорского месторождения является наличие большого количества тонких минеральных частиц [1]. Образованные в процессе рудоподготовки шламы теряются со сливом в операции сгущения, причем их отличительной особенностью является повышенное содержание пятиоксида фосфора, вследствие чего потери P_2O_5 составляют 12,0-14,0 %. Со шламовыми классами связаны значительные потери P_2O_5 при обогащении лежалых хвостов Ковдорского ГОКа [2].

После внедрения операции сгущения и флотации вторичных шламов апатит-штаффелитовых руд предполагалось увеличение извлечения P_2O_5 из шламов на 8-10 % при сохранении качества концентрата. Однако, потери P_2O_5 при флотации уменьшились лишь на 6 %, а содержание P_2O_5 в апатитовом концентрате упало на 1,5 %. Такие результаты стали причиной более глубокого изучения связи дисперсной устойчивости и флотации тонких классов апатита в условиях сгущения и флотации.

Причиной низкой скорости флотации тонких классов фосфатных минералов является их неселективная вторичная флокуляция [3], протекающая непосредственно в объеме флотационных машин. Мелкие классы фосфатных минералов для того чтобы быть сфлотированными должны быть извлечены из флокул.

Наиболее эффективным подходом для решения задачи повышения скорости флотации шламовых классов апатита в этих условиях является применение реагентного регулирования устойчивости флокул при помощи реагентов диспергаторов [4, 5]. При исследовании зависимости диспергирующего эффекта каустической соды, жидкого стекла и их смеси был отмечен эффект повышения эффективности дефлокуляции шламов. Как видно из рисунка 1, при повышении расхода диспергаторов свыше 400 г/т наступает резкое снижение показателя флокуляции. Максимум диспергирующей способности достигается при расходе более 800 г/т. Однако такие расходы негативно сказываются во время процесса флотации, затрудняя взаимодействие фосфатных минералов с применяемым жирнокислотным собирателем.

Для достижения задачи дефлокуляции шламов было предложено обрабатывать сгущенный шламовый продукт реагентами – диспергаторами с необходимым расходом (600-800 г/т). Затем происходит объединение пескового и шламового продуктов, куда подаются остальные реагенты – соби-

ратель и регулятор вспенивания, и пульпа поступает на флотацию. Концентрация реагентов-диспергаторов при объединении шламового и пескового продуктов снижается в 2-3 раза в силу разбавления жидкой фазы. Расход каустической соды и жидкого стекла после объединения продуктов составляет 300-400 г/т что соответствует режимной карте процесса флотации апатита и штаффелита.

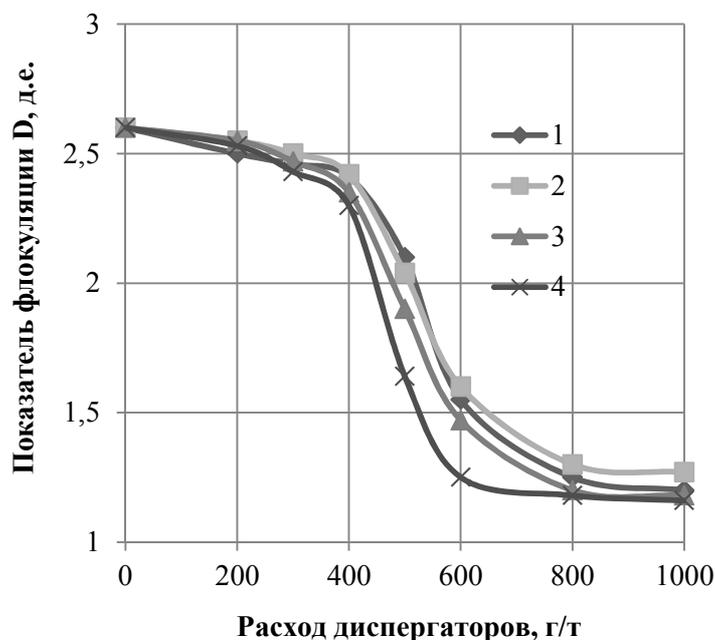


Рисунок 1 – Зависимости показателя флокуляции D от расхода диспергаторов:

1 – жидкое стекло; 2 – кальцинированная сода; 3 – каустическая сода;
4 – жидкое стекло и каустическая сода

Укрупненные лабораторные исследования обогатимости апатит-штаффелитовых руд с применением сочетания процессов сгущения и флотации производились по схеме действующей магнитно-флотационного обогащения, включающей операции дробления, отмывки и классификации руды с удалением первичных шламов; а также измельчение, классификацию, магнитную сепарацию и флотацию руды.

При проведении замкнутых опытов были испытаны три схемы рудо-подготовки и флотации. По первой схеме шламовый продукт сгущался с применением реагентов-флокулянтов и направлялся на шламовую флотацию. По второй схеме шламовый продукт после сгущения с применением флокулянта «Праестол 2530» направлялся на флотацию вместе с песками классификации. По третьей схеме (рисунок 2) шламовый продукт после сгущения с применением флокулянта «Праестол 2540» направлялся на кондиционирование с реагентами-диспергаторами и затем – на флотацию вместе с песками классификации.

В качестве реагентов-диспергаторов использовали каустическую соду и жидкое стекло. В качестве собирателя применяли омыленную ЖКТМ.



Рисунок 2 – Принципиальная схема измельчения и флотации АШР совмещенной флотацией песков и сгущенного шламового продукта с кондиционированием шламового продукта с реагентами–диспергаторами

Результаты укрупненных лабораторных исследований, представленные в таблице 1, показали эффективность третьей технологической схемы, которая позволяет получить более богатый концентрат и достичь большего извлечения в него P_2O_5 .

Таблица 1 – Результаты укрупненных лабораторных исследований по обогащению апатит-штаффелитовых руд с применением различных схем

№№	Схема измельчения и флотации	Извлечение P_2O_5 в к-т, %	Содержание P_2O_5 в к-те, %
1	С отдельной песковой и шламовой флотацией	68,5	36,0
2	С совмещенной флотацией песков и шламов, с операцией сгущения шламов	70,1	37,1
3	С совмещенной флотацией песков и шламов, с операциями сгущения и кондиционирования шламов с применением диспергаторов (рисунок 2)	71,5	37,8

Результаты испытаний показали, что флотация объединенных песковой и сгущенной шламовой фракций с использованием операции кондиционирования шламов (с подачей каустической соды, жидкого стекла) обеспечивает получение апатитового концентрата с содержанием 37,8 % P_2O_5 при извлечении P_2O_5 до 71,5 % (таблица 1). Полученные результаты оказались выше, чем для ранее применяемого технологического режима и схемы, что позволило рекомендовать разработанный режим флотации к промышленному освоению.

Разработаны режимы подготовки к флотации сгущенных шламовых продуктов схем обогащения апатит-штаффелитовых руд, включающие их кондиционирование с диспергаторами (каустической содой и жидким стеклом) для апатит-штаффелитовых руд, обеспечивающий стабильное диспергирование, повышение скорости флотации шламовых классов фосфатных минералов на 85-90 % и повышение извлечения P_2O_5 из шламовых классов на 20-24 %.

Применение разработанного метода при обогащении апатит-штаффелитовых руд, включающего операции предварительной классификации, измельчения, разделения на песковую и шламовую часть, сгущения шламов с применением сильного анионного флокулянта, обработку сгущенного продукта каустической содой и жидким стеклом, объединение и флотацию шламового и пескового продуктов с подачей жирнокислотного собирателя, обеспечивает суммарное увеличение извлечения P_2O_5 из руды на 1,4 % при повышении качества апатитового концентрата на 0,5 %.

Список литературы

1. Белобородов В. И., Захарова И. Б., Андронов Г. П., Филимонова Н. М., Бармин И.С. Опыт обогащения техногенного фосфорсодержащего сырья в ОАО «Ковдорский ГОК» // Горный журнал, № 9. – 2010 г.
2. Белобородов В.И., Андронов Г.П., Захарова И.Б. Флотация апатит-штаффелитовой руды с использованием технологии селективной флокуляции шламов // Обогащение руд, 2004. – № 6. – С. 6-9.
3. Небера В.П. Флокуляция минеральных суспензий. М.: Недра, 1983. – 288 с.
4. Классен В.И., Розанова О.А. Влияние тонких шламов и жидкого стекла на флотацию апатита // Химическая промышленность. – 1953. – № 8. – С. 10-12.
5. Kawatra, S. Komar, Carlson, J.T. Beneficiation of Phosphate Ore. Society of Mining, Metallurgy and Exploration, Englewood, Colorado, USA. 2014. – 154 p.

АЛГОРИТМ ОЦЕНКИ ЗАВИСИМОСТИ УДЕЛЬНОЙ ПЛОЩАДИ И ТОЛЩИНЫ АДсорбЦИОННОГО СЛОЯ, ОБРАЗУЮЩЕГОСЯ ПРИ ПРИГОТОВЛЕНИИ АВДВ, ОТ ВИДА И КОНЦЕНТРАЦИИ ГЕТЕРОПОЛЯРНОГО ПАВ

Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Бирюков В.В., Китаева А.С.
ФГБУН Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Россия

Использование активированных водных дисперсий воздуха (АВДВ) при флотации минералов базируется на формировании адсорбционных слоев гетерополярных ПАВ на поверхности диспергированных пузырьков воздуха. При пропускании воздуха через раствор ПАВ в процессе приготовления АВДВ, помимо образования пузырьковой фазы с диспергацией, зависящей от типа и концентрации гетерополярного ПАВ, наблюдается перераспределение его концентрации в растворе. Об этом свидетельствует тот известный факт, что концентрация раствора, полученного в результате разрушения пенного слоя, выше по сравнению с исходной.

Для исследования зависимости удельной площади и толщины адсорбционного слоя, образующегося при приготовлении АВДВ на поверхности

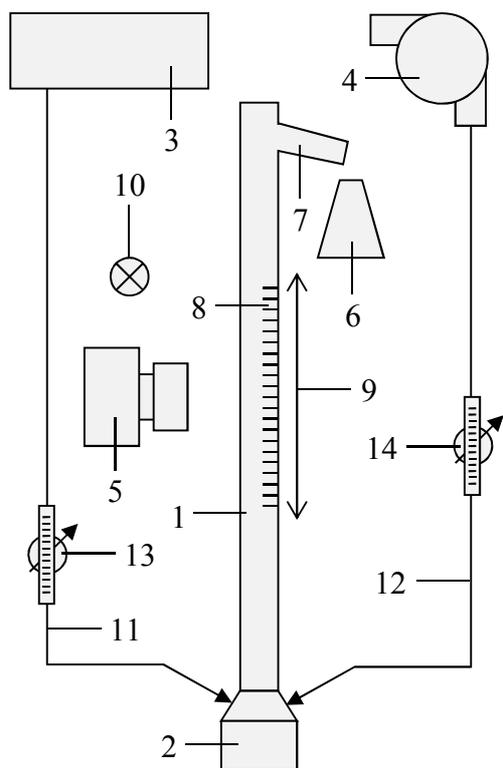


Рисунок 1 – Схема лабораторной установки

пузырьков от вида и концентрации гетерополярного ПАВ использовалась лабораторная установка, представляющая собой колонку прямоугольного сечения 50*50*1300 мм и выполненная из прозрачного оргстекла, схема которой представлена на рисунке 1 (1 – колонка из оргстекла; 2 – струйный диспергатор; 3 – емкость для исходного раствора реагента; 4 – воздуходувка; 5 – фотокамера; 6 – емкость для приема пены; 7 – желоб стока пены; 8 – шкала; 9 – черный экран; 10 – галогенная лампа подсветки; 11 – магистраль подачи исходного раствора; 12 – магистраль подачи воздуха; 13 – ротаметр для контроля расхода исходного раствора; 14 – ротаметр для контроля расхода воздуха).

Исследования проводились с использованием растворов МДТМ, ЖКТМ, аэрофлота и олеиновой кислоты с концентрациями 10, 15, 20 и 25 мг/л.

Емкость (3) заполнялась исходным раствором реагента в количестве необходимом для заполнения колонки до желоба стока пены (7) и поступления исходного раствора в колонку в ходе опыта. Все опыты проводились при постоянных расходах раствора реагента $Q_{sol} = 1,50 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{с}$ и воздуха $Q_{air} = 5,56 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{с}$. Воздух и исходный раствор гетерополярного ПАВ через регуляторы расхода и ротаметры 13 и 14 поступали в струйный диспергатор флотационной установки (рисунок 2). По истечении 2-3 минут стационарной работы установки производили отбор пены через слив пенного продукта. Одновременно осуществляли фотографирование зоны объема установки, расположенной на две трети высоты колонки.

Первичными параметрами оценки являлись концентрация ПАВ в исходном растворе C_1 [мг/л]; расход исходного раствора Q_{sol} [м³/с]; расход воздуха Q_{air} [м³/с].

Обработка полученных результатов состояла в имидж-анализе полученных снимков с целью статистического расчета размеров пузырьков воздуха и аппаратного анализа (фотоколориметрия) конечного раствора для определения в нем концентрации гетерополярного ПАВ C_2 [мг/л].

С учетом того, что форма пузырьков в подавляющем большинстве случаев представляет собой эллипсоид вращения, определялись вертикальные (b) и горизонтальные (a) полуоси пузырьков.

Для расчета площади поверхности пузырьков использовались известные формулы:

для сплюснутых пузырьков, $a > b$:

$$S_{\text{спл.}} = 2\pi a \left(a + \frac{b^2}{\sqrt{a^2 - b^2}} \ln \frac{a + \sqrt{a^2 - b^2}}{b} \right); \quad (1)$$

для вытянутых пузырьков, $a < b$:

$$S_{\text{выт.}} = 2\pi a \left(a + \frac{b^2}{\sqrt{b^2 - a^2}} \arcsin \frac{\sqrt{b^2 - a^2}}{b} \right); \quad (2)$$

для пузырьков сферической формы:

$$S_{\text{сфр.}} = 4\pi r^2. \quad (3)$$

Расчет удельной площади поверхности раздела газ-жидкость производился с учетом фактических соотношений величин их полуосей. При этом были приняты следующие обозначения:

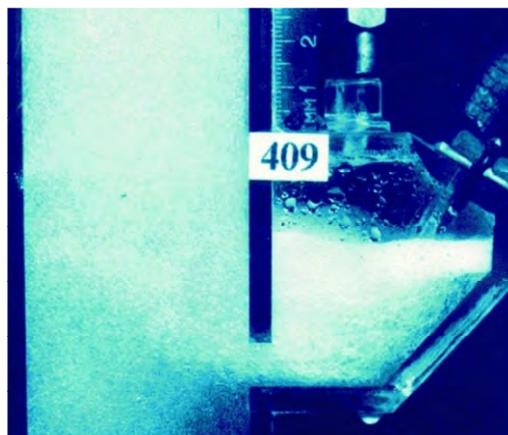


Рисунок 2 – Струйный диспергатор

- a_1, b_1 – средние по выборке горизонтальные и вертикальные полуоси сплюснутых пузырьков;
- a_2, b_2 – средние по выборке горизонтальные и вертикальные полуоси вытянутых пузырьков;
- r – средний по выборке радиус сферических пузырьков;
- q – величина выборки при имидж-анализе;
- q_1, q_2, q_3 – количества сплюснутых, вытянутых и сферических пузырьков в выборке имидж-анализа;
- V_1, V_2, V_3 – объемы сплюснутого, вытянутого и сферического пузырьков:

$$V_1 = \frac{4}{3}\pi a_1^2 b_1, \quad V_2 = \frac{4}{3}\pi a_2^2 b_2, \quad V_3 = \frac{4}{3}\pi r^3;$$

- S_1, S_2, S_3 – площади поверхности сплюснутого, вытянутого и сферического пузырьков (согласно формулам 1, 2, 3).

Тогда:

- $q_1 V_1 = V_{1\Sigma}, \quad q_2 V_2 = V_{2\Sigma}, \quad q_3 V_3 = V_{3\Sigma}$ – объемы сплюснутых, вытянутых и сферических пузырьков в объеме выборки и
- $V_{1\Sigma} + V_{2\Sigma} + V_{3\Sigma} = V_\Sigma$ – объем пузырьков в выборке;
- $\Delta V_1, \Delta V_2, \Delta V_3$ – доли объемов пузырьков в выборке, где

$$\Delta V_1 = \frac{V_{1\Sigma}}{V_\Sigma}, \quad \Delta V_2 = \frac{V_{2\Sigma}}{V_\Sigma}, \quad \Delta V_3 = \frac{V_{3\Sigma}}{V_\Sigma};$$

- $\Delta V_{1q}, \Delta V_{2q}, \Delta V_{3q}$ – удельные по времени объемные доли пузырьков в объеме флотационной колонки, где

$$\Delta V_{1q} = Q_{air} \Delta V_1, \quad \Delta V_{2q} = Q_{air} \Delta V_2, \quad \Delta V_{3q} = Q_{air} \Delta V_3;$$

- n_1, n_2, n_3 – удельные по времени количества пузырьков во флотационной колонке, где

$$n_1 = \frac{\Delta V_{1q}}{V_1}, \quad n_2 = \frac{\Delta V_{2q}}{V_2}, \quad n_3 = \frac{\Delta V_{3q}}{V_3}.$$

Тогда:

$$\begin{aligned} S_{a/l} &= \frac{S_1 n_1 + S_2 n_2 + S_3 n_3}{Q_{sol} + Q_{air}} = \frac{S_1 \frac{\Delta V_{1q}}{V_1} + S_2 \frac{\Delta V_{2q}}{V_2} + S_3 \frac{\Delta V_{3q}}{V_3}}{Q_{sol} + Q_{air}} = \\ &= \frac{S_1 \frac{Q_{air} \Delta V_1}{V_1} + S_2 \frac{Q_{air} \Delta V_2}{V_2} + S_3 \frac{Q_{air} \Delta V_3}{V_3}}{Q_{sol} + Q_{air}} = \\ &= \frac{Q_{air}}{Q_{sol} + Q_{air}} \cdot \left(S_1 \frac{\Delta V_1}{V_1} + S_2 \frac{\Delta V_2}{V_2} + S_3 \frac{\Delta V_3}{V_3} \right) = \\ &= \frac{Q_{air}}{(Q_{sol} + Q_{air})(q_1 V_1 + q_1 V_1 + q_1 V_1)} \cdot \left(S_1 \frac{q_1 V_1}{V_1} + S_2 \frac{q_2 V_2}{V_2} + S_3 \frac{q_3 V_3}{V_3} \right). \end{aligned}$$

И окончательно:

$$S_{a/l} = \frac{Q_{air}(q_1S_1 + q_2S_2 + q_3S_3)}{(Q_{sol} + Q_{air})(q_1V_1 + q_2V_2 + q_3V_3)} \left[\frac{M^2}{M^3} \right].$$

Далее определялось увеличение концентрации в конечном растворе:

$$\Delta C = (C_2 - C_1) \cdot 10^{-6} \left[\frac{M^3}{M^3} \right].$$

Тогда:

$$V_k \Delta C = V_{rg},$$

где V_k – объем конечного раствора, V_{rg} – объем гетерополярного ПАВ в конечном растворе.

Количество воздуха, затраченное на формирование собранной пены определялось как

$$Q_{a/f} = \frac{V_k Q_{air}}{Q_{sol}}.$$

Тогда:

- N_1, N_2, N_3 – количества пузырьков, приведенные к количеству воздуха, затраченного на формирование собранной пены, где

$$\begin{aligned} N_1 &= \frac{n_1 Q_{a/f}}{Q_{air}} = \frac{\Delta V_{1q}}{V_1} \cdot \frac{1}{Q_{air}} \cdot \frac{V_k Q_{air}}{Q_{sol}} = \frac{Q_{air} \Delta V_1}{V_1} \cdot \frac{V_k}{Q_{sol}} = \frac{Q_{air}}{V_1} \cdot \frac{V_{1\Sigma}}{V_\Sigma} \cdot \frac{V_k}{Q_{sol}} = \\ &= \frac{Q_{air}}{V_1} \cdot \frac{q_1 V_1}{(q_1 V_1 + q_2 V_2 + q_3 V_3)} \cdot \frac{V_k}{Q_{sol}} = \frac{q_1 Q_{air} V_k}{Q_{sol} (q_1 V_1 + q_2 V_2 + q_3 V_3)} \end{aligned}$$

и аналогично:

$$N_2 = \frac{q_2 Q_{air} V_k}{Q_{sol} (q_1 V_1 + q_2 V_2 + q_3 V_3)}, \quad N_3 = \frac{q_3 Q_{air} V_k}{Q_{sol} (q_1 V_1 + q_2 V_2 + q_3 V_3)}.$$

Обозначив толщину адсорбционного слоя l , для пузырьков с адсорбированным на поверхности гетерополярным ПАВ имеем:

$$\begin{aligned} a'_1 &= a_1 + l; \quad b'_1 = b_1 + l; \quad a'_2 = a_2 + l; \quad b'_2 = b_2 + l; \quad r' = r + l, \\ V'_1 &= \frac{4}{3} \pi (a_1 + l)^2 (b_1 + l); \quad V'_2 = \frac{4}{3} \pi (a_2 + l)^2 (b_2 + l); \quad V'_3 = \frac{4}{3} \pi (r + l)^3. \end{aligned}$$

И очевидно, что

$$N_1(V'_1 - V_1) + N_2(V'_2 - V_2) + N_3(V'_3 - V_3) = V_{rg},$$

где

$$V'_1 - V_1 = \frac{4}{3} \pi (a_1 + l)^2 (b_1 + l) - \frac{4}{3} \pi a_1^2 b_1 =$$

$$= \frac{4}{3}\pi(l^3 + l^2(2a_1 + b_1) + l(2a_1b_1 + a_1^2))$$

и аналогично:

$$V'_2 - V_2 = \frac{4}{3}\pi(l^3 + l^2(2a_2 + b_2) + l(2a_2b_2 + a_2^2)),$$

$$V'_3 - V_3 = \frac{4}{3}\pi(l^3 + 3rl^2 + 3r^2l).$$

Тогда:

$$\begin{aligned} & q_1(l^3 + l^2(2a_1 + b_1) + l(2a_1b_1 + a_1^2)) + \\ & + q_2(l^3 + l^2(2a_2 + b_2) + l(2a_2b_2 + a_2^2)) + \\ & + q_3(l^3 + 3rl^2 + 3r^2l) = \frac{3V_{rg}Q_{sol}(q_1V_1 + q_2V_2 + q_3V_3)}{4\pi Q_{air}V_k}. \end{aligned}$$

Раскрыв скобки, сгруппируем подобные по l и введем обозначения:

$$A = q_1 + q_2 + q_3; \quad B = (2a_1 + b_1)q_1 + (2a_2 + b_2)q_2 + 3rq_3;$$

$$C = (2a_1b_1 + a_1^2)q_1 + (2a_2b_2 + a_2^2)q_2 + 3r^2q_3;$$

$$D = \frac{3\Delta C Q_{sol}(q_1V_1 + q_2V_2 + q_3V_3)}{4\pi Q_{air}}.$$

Таким образом получено кубическое уравнение вида

$$Al^3 + Bl^2 + Cl - D = 0,$$

для решения которого применим метод Кардано.

Введя коэффициенты соответствующего канонического уравнения:

$$p = \frac{3AC - B^2}{3A^2}; \quad q = \frac{2B^3 - 9ABC + 27A^2D}{27A^3},$$

определим дискриминант:

$$Q = \left(\frac{p}{3}\right)^3 + \left(\frac{q}{2}\right)^2,$$

который, в случае явно вещественных коэффициентов исходного уравнения, вещественен и предполагает в решении единственный вещественный корень, и рассчитаем параметры решения

$$\alpha = \sqrt[3]{-\frac{q}{2} + \sqrt{Q}} \quad \text{и} \quad \beta = \sqrt[3]{-\frac{q}{2} - \sqrt{Q}}.$$

Корень соответствующего канонического уравнения $y = \alpha + \beta$, а искомая величина выражается из соотношения

$$l = y - \frac{B}{3A}.$$

В результате опытов и использования предлагаемого алгоритма были получены аналитические зависимости удельной площади и толщины адсорбционного слоя, образующегося при приготовлении АВДВ, от вида и концентрации гетерополярного ПАВ [1]. Апробация приведенного подхода показала, что учет несферичности пузырьков позволяет уточнить результат расчета более чем на десять процентов по сравнению с расчетом из предположения об абсолютной сферичности пузырьков. Предлагаемый подход значительно упрощает способы получения численных оценок адсорбции реагента на поверхности раздела газ-жидкость, для чего в каждом случае достаточно знать молярную массу используемого реагента.

Список литературы

1. Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Степанникова А.С., Бирюков В.В. Подход к исследованию зависимости удельной площади поверхности раздела газовой и жидкой фазы и толщины адсорбционной пленки на поверхности пузырьков воздуха от вида и концентрации собирателя при приготовлении активированной водной дисперсии воздуха // XIV Всероссийская (с международным участием) Ферсмановская научная сессия, 3-4 апреля 2017 г. Труды Ферсмановской научной сессии ГИ КНЦ РАН. ГИ КНЦ РАН, 2017(14). – С. 317-320.

УДК 622.765.06

ПЕРЕРАБОТКА ФЛОТАЦИОННЫХ ХВОСТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ МОДИФИЦИРОВАННОГО ФЛОТОРЕАГЕНТА

**Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Кульдеев Е.И., Нарбекова С.М.,
Муханова А.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.**

АО «Институт металлургии и обогащения»,

НАО «Казахский Национальный исследовательский технический
университет имени К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

Вовлечение в переработку больших объемов труднообогатимого сырья требует применения новых технологических приемов и реагентных режимов. Неравномерная вкрапленность, тонкое взаимопроращение рудных минералов между собой и с породными минералами, неблагоприятное соотношение разделяемых минералов значительно затрудняют получение высоких технологических показателей обогащения. Анализ существующих схем обогащения свидетельствует, что значительная часть металлов, находящихся в хвостах обогащения, не может быть эффективно извлечена с использованием отработанных на первичном сырье методов. В целом хвосты обогащения руд представлены тонкоизмельченной массой, с отсутствием четкой структуры, неоднородностью вещественного состава, взаимным проращением минералов, изменчивостью физико-химических свойств ми-

неральных поверхностей под воздействием окисления, коррозии, выщелачивания и ряда других процессов.

Создание общих принципов выбора композиций собирателей для селективной флотации разделяемых минералов, разработка реагентных режимов на основании использования сочетания собирателей разной ионогенности остается актуальной задачей [1-3]. Исследованиями показано, что селективно действующее сочетание ионогенных сульфгидрильных собирателей должно состоять из 35 % слабого и 65 % сильного собирателя. На практике наиболее часто в сочетании слабого и сильного ионогенных сульфгидрильных собирателей используется массовое соотношение 1:1. В качестве неионогенных компонентов используют дисульфиды, тиокарбаматы, эфиры ксантогеновых кислот, тиамиды, диалкилсульфиды, и др. [4-5].

В хвостохранилищах обогатительных фабрик Казахстана, перерабатывающих различные руды, накоплены большие запасы хвостов флотации, которые содержат значительные количества цветных и благородных металлов. В условиях существенного истощения балансовых запасов руд месторождений Казахстана и снижения их качества, отходы обогащения можно рассматривать как дополнительный источник металлов, несмотря на более низкое, по сравнению с рудой, содержание в них ценных компонентов.

Проведены исследования по изучению возможности переработки хвостов флотационного обогащения руды Тишинского и Риддер-Сокольного месторождений с применением модифицированного флотореагента. Модифицированный собиратель представляет собой смесь композиционного аэрофлота, N-аллил-о-изобутилтиокарбамата ТС1000 и бутилового ксантогената. Композиционный аэрофлот получен на основе казахстанского сырья – модифицированного сивушного масла, отхода спиртового производства. Сырьем для получения композиционного аэрофлота являлась композиционная смесь спиртов $C_3H_7-C_6H_{13}-OH$, выделенная из осушенной спиртовой фракции сивушного масла. Согласно фракционной разгонке сивушного масла, основным компонентом осушенного сивушного масла является изоамиловый спирт более 80 %. Для приготовления смеси флотореагентов композиционный аэрофлот, неионогенный N-аллил-о-изобутилтиокарбамат (ТС-1000) и бутиловый ксантогенат (БКс) в сухом виде смешивались при массовом соотношении 1:1:3 [6].

По результатам рентгенофлуоресцентного анализа в исходной пробе хвостов флотационного обогащения руды Тишинского месторождения содержание свинца составило 0,048 %, меди – 0,03 %, цинка – 1,501 %, железа – 2,863 %. Химический анализ показал, что в пробе исследуемых хвостов содержится 0,05 % меди; 0,06 % свинца; 1,1 % цинка; 52,3 % SiO_2 ; 2,3 % железа общ.; 8,1 % Al_2O_3 ; 2,5 % CaO ; 8,7 % MgO . Дисперсионный анализ хвостов флотационного обогащения руды Тишинского месторож-

дения показал, что большая часть полезных компонентов – меди, свинца и цинка – сосредоточена во фракции 0-10 мкм.

Проведена отработка реагентного режима флотации хвостов, обогащения руды Тишинского месторождения с применением базовых реагентов. Выбраны оптимальный режим доизмельчения (75 % класса минус 0,040 мм), расходы базовых реагентов – бутилового ксантогената (150 г/т) и вспенивателя (80 г/т).

По базовой технологии в укрупненно-лабораторном масштабе получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 2,0 % меди при извлечении 67,11 %; 1,6 % свинца при извлечении 62,02 %; 3,2 % цинка при извлечении 62,02 %; 7,0 % железа при извлечении 41,67 %; 4,1 г/т золота при извлечении 54,45 %.

При флотации с применением модифицированного реагента получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 2,2 % меди при извлечении 76,74 %; 1,8 % свинца при извлечении 70,43 %; 3,3 % цинка при извлечении 71,22 %; 7,1 % железа при извлечении 44,4 %; 4,3 г/т золота при извлечении 58,02 %.

Результаты укрупненно-лабораторных испытаний показали, что применение модифицированного собирателя позволяет повысить извлечение полезных компонентов в коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, полученный из хвостов обогащения руды Тишинского месторождения: меди – на 9,63 %, свинца – на 8,41 %, цинка – на 9,2 %, железа – на 2,73 %, золота – на 3,57 %. При этом расход модифицированного собирателя, по сравнению с бутиловым ксантогенатом, снижается на 15 %, расход базового пенообразователя Т-92 снижается на 20 %.

Проведены исследования по отработке технологического режима флотации хвостов флотационного обогащения руды Риддер-Сокольного месторождения. Химический анализ показал, что в пробе исследуемых хвостов содержится 0,005 % меди, 0,057 % свинца, 0,03 % цинка, 1,5 % железа, 0,31 г/т золота, 0,67 г/т серебра. Дисперсионный анализ показал, что большая часть полезных компонентов сосредоточена во фракции 0-20 мкм: 83,17 % меди, 52,59 % свинца, 85,0 % цинка, 87,22 % железа, 64,72 % золота, 78,87 % серебра. Результаты дисперсионного анализа хвостов флотационного обогащения руды Риддер-Сокольного месторождения представлены в таблице 1.

Проведены укрупненно-лабораторные испытания разработанной технологии переработки хвостов флотационного обогащения руды Риддер-Сокольного месторождения с применением модифицированного реагента, представляющего собой смесь композиционного аэрофлота, ТС-1000 и бутилового ксантогената в соотношении 1:1:3. Схема флотации хвостов флотационного обогащения руды Риддер-Сокольного месторождения включала доизмельчение хвостов, основную, контрольную флотации и четыре перечистки коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата.

Таблица 1 – Результаты дисперсионного анализа хвостов флотационного обогащения руды Риддер-Сокольного месторождения

Крупность, мкм	Выход, %	Содержание, %, г/т					Распределение, %				
		Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Au	Ag
-10+0	66,7	0,0052	0,04	0,036	0,26	0,7	71,94	46,7	73,2	55,61	68,9
-20+10	12,9	0,0042	0,026	0,03	0,22	0,52	11,23	5,87	11,8	9,11	9,91
-30+20	12,6	0,0047	0,2	0,024	0,44	0,64	12,29	44,1	9,22	17,78	11,9
-40+30	7,8	0,0028	0,024	0,024	0,7	0,8	4,54	3,28	5,78	17,50	9,22
Исход. хвосты	100	0,0048	0,0571	0,033	0,312	0,67	100	100	100	100	100

Исходная оптимальная крупность хвостов флотации Риддер-Сокольного месторождения по классу минус 0,040 мм составляла 85,0 %. Расход бутилового ксантогената натрия по базовой технологии составлял 200 г/т, расход пенообразователя Т-92 – 80 г/т. Показано, что расход модифицированного реагента, по сравнению с базовым собирателем, снижается примерно на 30 % – с 200 г/т до 150 г/т.

По базовой технологии получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 1,5 % меди при извлечении 77,9 %; 1,8 % свинца при извлечении 61,33 %; 3,5 % цинка при извлечении 59,21 %; 8,5 % железа при извлечении 37,47 %; 6,9 г/т золота при извлечении 32,72 %. С применением модифицированного собирателя получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, содержащий 1,7 % меди при извлечении 80,21 %; 2,0 % свинца при извлечении 70,45 %; 3,7 % цинка при извлечении 63,82 %; 8,8 % железа при извлечении 41,15 %; 8,6 г/т золота при извлечении 43,46 %. Применение модифицированного собирателя позволяет повысить извлечение полезных компонентов в коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат, полученный из хвостов обогащения руды Риддер-Сокольного месторождения: меди – на 2,31 %, свинца – на 9,12 %, цинка – на 4,61 %, железа – на 3,68 %, золота – на 10,74 %. При этом расход модифицированного собирателя на 50 г/т меньше, чем бутилового ксантогената натрия.

Список литературы

1. Рябой В.И. Проблемы использования и разработки новых флотореагентов в России // Цветные металлы. – 2011. - №3. – С. 7–14.
2. Alan N. Buckley, Gregory A. Hope, Kenneth C. Lee, Eddie A. Petrovic, Ronald Woods Adsorption of O-isopropyl-N-ethyl thionocarbamate on Cu sulfide ore minerals // Minerals Engineering. – 2014. – V. 69. – P. 120 – 132.
3. Xumeng Chen, Yongjun Peng, Dee Bradshaw The effect of particle breakage mechanisms during regrinding on the subsequent cleaner flotation // Minerals Engineering. – 2014. – V. 66 – 68. – P. 157–164.
4. Bekturganov N.S., Tussupbayev N.K., Semushkina L.V., Turysbekov D.K. Application of multifunctional flotation reagents for processing of man-made raw materials // Materials 16th SGEM GeoConferences. – Albena, Bulgaria, 28 Jun – 7 Jul 2016. – P. 1035 – 1042.

5. Игнаткина В.А. Выбор селективных собирателей при флотации минералов, обладающих близкими флотационными свойствами //Известия Вузов. Цветная металлургия. – 2011. – № 1. – С. 1-7.

6. Билялова С.М., Тусупбаев Н.К., Ержанова Ж.А., Мухамедилова А.М. Коллоидно-химические и флотационные характеристики полифункциональных реагентов // Комплексное использование минерального сырья. – № 1. – 2017. – С.5-10.

УДК 622.765.4

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ АЛМАЗОВ НА ОСНОВЕ ВИБРОСТРУЙНОЙ МАГНИТНОЙ АКТИВАЦИИ

Махрачев А.Ф.

Удачинский ГОК АК «Алроса», г. Мирный, Россия

Перспективным направлением повышения показателей обогащения алмазосодержащих руд является применение эффективных флотационных реагентов [1]. Одним из направлений подготовки реагентов является применение механо-физических методов активации [2].

Важным параметром органических многокомпонентных собирателей, в т.ч. получаемых из природных нефтесодержащих продуктов, является их дисперсность. Свойства грубо- и высокодисперсных систем существенно различаются, хотя их объединяет наличие признаков гетерогенности и дисперсности. Изменение свойств системы при переходе от грубодисперсных к высокодисперсным происходит постепенно. С увеличением степени дисперсности усиливаются молекулярно-кинетические факторы, интенсифицируются диффузионные процессы, возрастает седиментационная устойчивость, ускоряются физико-химические процессы на границе раздела фаз и др. Таким образом, степень дисперсности является одним из важнейших количественных показателей НДС, определяющих их физико-химические и технологические свойства.

Для дальнейшего развития способа флотационного обогащения алмазосодержащего сырья необходимо исследовать влияние параметров метода виброструйной активации на степень диспергирования и флотационную активность водонефтяных эмульсий.

Результаты общего физико-химического анализа выделенной из флюида и глубоко обезвоженной нефти показали, что органическая часть получаемого флюида представляет собой типичную сравнительно тяжелую ($\rho_{420} > 0,90$), высоковязкую ($\nu_{20} > 280$ сСт), сернистую (содержание серы более 1 мас. %), высокосмолистую (более 15 мас. % смолисто-асфальтеновых веществ), малопарафинистую (1,5 мас. %) нефть.

В связи с низкой концентрацией предельных углеводородов (парафинистостью) температура ее застывания очень низка. Значительное содержание в ней смолисто-асфальтеновых веществ (САВ) определяет ее высокую коксуемость.

Органическая часть исходного нефтесодержащего флюида представлена сложной смесью нефтяных компонентов. В ИК-спектре (рисунок 1) присутствуют полосы поглощения, характерные для метильных и метиленовых групп $3000 - 2800$, 1460 , 1380 , 725 см^{-1} , а также полоса валентных колебаний $\text{C}=\text{C}$ связей аренового кольца при $1609-1603 \text{ см}^{-1}$. Из ИК-спектра можно сделать вывод, что органическая часть представлена сложной смесью окисленных нефтепродуктов, в состав которых входят углеводороды, азотистые и ароматические соединения. В спектре также присутствуют сильные полосы поглощения в области $3600-3400$ и $1640-1615 \text{ см}^{-1}$, характерные для колебательных и деформационных колебаний гидроксильной группы (вода).

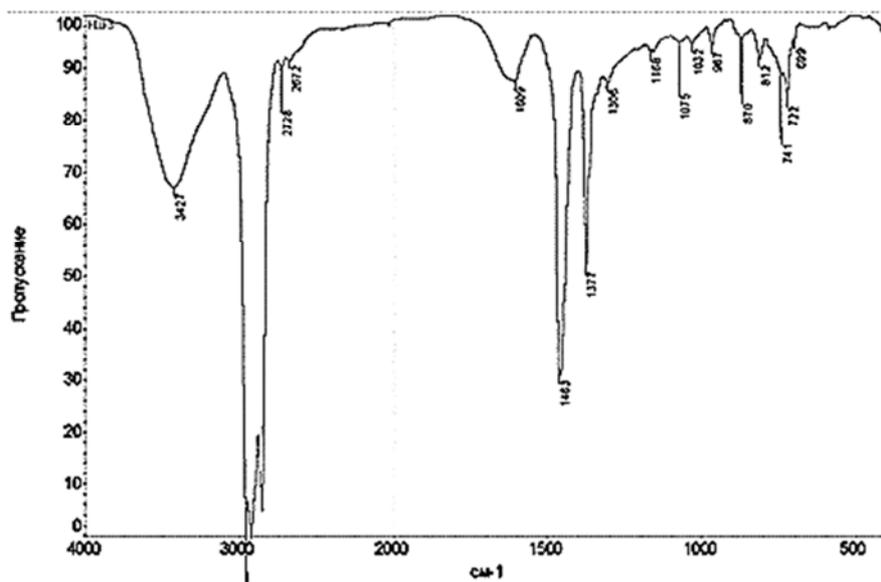


Рисунок 1 – ИК-спектр исходного образца нефтешламов рудника «Интернациональный»

Исследуемый исходный образец нефтешламов рудника «Интернациональный» является водонефтяной эмульсией обратного типа, в которой в качестве дисперсной фазы выступают глобулы воды коллоидной степени дисперсности, имеющие оболочку из смолисто-асфальтеновых веществ. Поскольку содержание смолисто-асфальтеновых веществ в нефтесодержащем флюиде достаточно велико, они играют существенную роль в образовании и упрочнении эмульсии.

Для проведения настоящих исследований предварительно отбирались пробы водонефтяных эмульсий (ВНЭ), полученных после вибро-струйной магнитной активации нефтешламов при различном времени физического воздействия.

Обработка нефтешламов методом ВСМА проводилась в реagentном отделении ОФ № 3 МГОКа. Вибромагнитный активатор ВЭМА-0,3 устанавливался в емкости с нефтешламами рудника «Интернациональный».

Как видно из фотографий исходного образца (рисунок 2а) эмульсия является неоднородной трехфазной системой, в которой присутствуют белые частички кристаллической соли, темно-коричневые частицы тяжелых фракций нефти и крупные водяные линзы и водяные гнёзда, неравномерно распределенные по всему объему.

После виброструйной магнитной активации двух минут в нефтэмульсии диспергируются линзы и гнёзда водной фазы, размер частиц уменьшился в десятки и сотни раз (рисунок 2б).

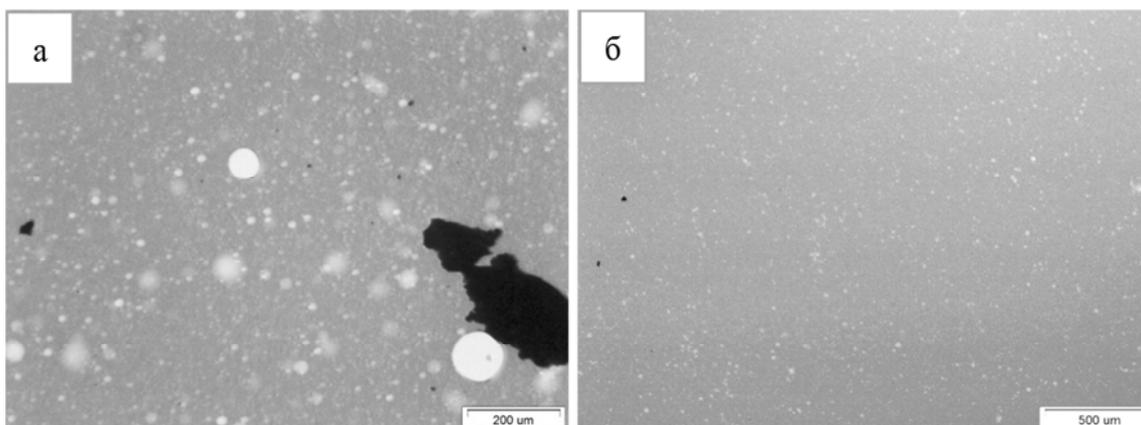


Рисунок 2 – Исходный (а) и обработанный (б) образец нефтешламов рудника «Интернациональный»

Таким образом, при увеличении времени воздействия ВСМА на нефтэмульсию дисперсность частиц возрастает. При длительности воздействия равной 3 минутам, что соответствует производительности аппарата ВЭМА-0,3, размер частиц трехфазной системы уменьшается до 50 мкм и ниже. Причем весь объем отобранной пробы характеризуется однородностью состава. Обработка аппаратом ВЭМА-0,3 нефтешламов приводит к улучшению однородности состава и снижению кинематической вязкости.

Исследования технологической эффективности применения водонефтяной эмульсии в качестве флотореагента при обогащении алмазосодержащих руд после обработки ВСМА проводились в лаборатории института «Якутнипроалмаз». Собираемые свойства отобранных проб водонефтяной эмульсии оценивались в сравнении с собираемыми свойствами мазута флотского Ф-5, который применяется в настоящее время на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА». Опыты проводились по стандартной методике, которая позволяет получать извлечение алмазов в концентрат с воспроизводимостью 95 %. Для получения достоверных результатов проводили три параллельных опыта.

Исследования проводились на лабораторном пенном сепараторе с рудой (-1,0+0,2 мм) и алмазами (-2+1,2 мм) трубки «Интернациональная». В навеску руды вводились кристаллы алмазов и добавлялась вода в соотношении Ж:Т – 0,5:1. Для моделирования условий контакта алмазов с материалом и водой в мельницах самоизмельчения приготовленную навеску сначала выдерживали в смеси 5 минут, а затем также в течение 5-ти минут перемешивали импеллером флотационной машины. Образовавшиеся при этом тонкие шламы удалялись из навески с жидкой фазой. После обезживания в навеску материала вводились реагенты.

Подготовленный материал сепарировался на лабораторном пенном сепараторе в одну стадию. Алмазы из концентратов и хвостов извлекались после сушки материала, отмывались в четыреххлористом углероде, спирте, дистиллированной воде и использовались в следующих опытах. Результаты сравнительных опытов (таблица 1) показали, что при времени активации 3 мин максимальное извлечение алмазов в концентрат достигается при расходах водонефтяной эмульсии (ВНЭ) 760 и 950 г/т.

Таблица 1 – Результаты сравнительных лабораторных опытов по пенной сепарации с применением собирателей

Наименование реагента и условий активации	Извлечение алмазов в концентрат (%)			
	<i>Расход реагента, г/т</i>			
	<i>190</i>	<i>570</i>	<i>760</i>	<i>950</i>
Мазут флотский Ф-5	54,0	76,7	87,2	93,4
ВНЭ, исходная	34,1	55,5	88,9	88,9
ВНЭ, время активации 1 мин	33,3	44,4	83,3	91,6
ВНЭ, время активации 2 мин	33,3	47,8	78,3	88,9
ВНЭ, время активации 3 мин	47,8	66,7	88,9	99,1

При максимальном расходе испытываемых реагентов равном 950 г/т извлечение алмазов в концентрат при использовании обработанной в течение 3 мин водонефтяной эмульсии составило 99,1 %, что на 5,6 % выше, чем при использовании мазута флотского Ф-5.

Таким образом, по результатам сравнительных флотационных опытов установлена целесообразность и эффективность применения вибро-струйной магнитной активации реагентов-собирателей для повышения эффективности флотации алмазов.

Список литературы

1. Чантурия В.А., Козлов А.П., Матвеева Т.Н., Лавриненко А.А. Инновационные технологии и процессы извлечения ценных компонентов из нетрадиционного, трудно-обогащаемого и техногенного минерального сырья // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 5. – С. 144-156.

2. Брагина, В.И. Технология обогащения и переработки неметаллических полезных ископаемых: учеб. пособие / В. И. Брагина. – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 228 с.

ПОЛУЧЕНИЕ СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА ПЕННЫМ ПРОДУКТОМ ИЗ БЕДНЫХ ПО СВИНЦУ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

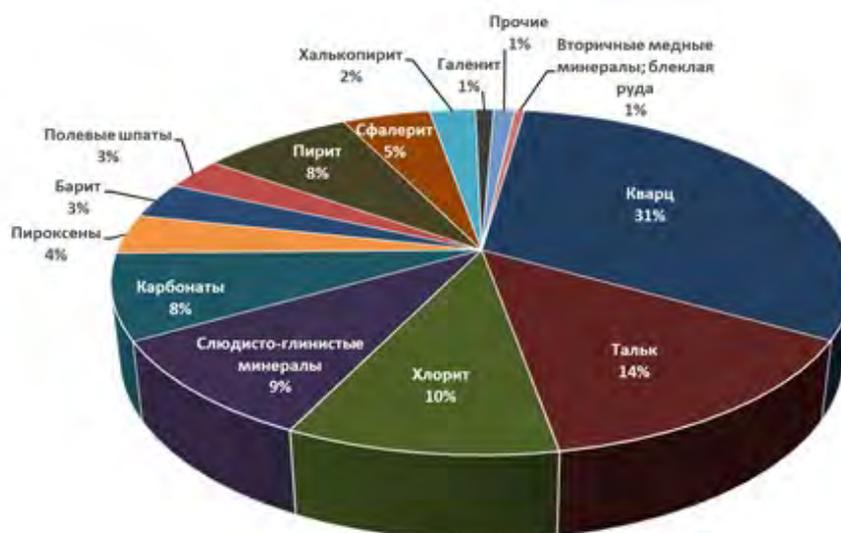
Немчинова Л.А., Шарафутдинова А.Н.

Уральское представительство СП ЗАО «ИВС», г. Учалы, Россия

Целью данной работы являлось исследование полиметаллической руды Белоусовского месторождения, находящегося на территории Восточного Казахстана, с получением свинцового концентрата с максимально возможными показателями при содержании в исходной руде свинца 0,83-0,86 %. В данной статье авторами приводится сравнение методов получения свинцового концентрата камерным продуктом и с дополнительным циклом свинцовой флотации с получением пенного свинцового концентрата, а также сравнение технологии цианидного режима депрессии и депрессии с использованием сульфоксидного метода как в цикле Cu-Pb перечисток, так и в цикле Pb флотации.

Минеральный состав руды приведен на рисунке 1. Наиболее распространенными рудными минералами полиметаллической руды данного месторождения являются пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, блеклая руда и вторичные медные минералы. Все рудные минералы находятся в непосредственной ассоциации друг с другом.

Общая микрокристаллическая масса руды представляет собой тонкие сростания талька, хлорита и слюдисто-глинистых минералов с большим количеством вкрапленников кварца [1]. Помимо этого, отмечается присутствие карбоната, в основном в виде крупных ксеноморфных зерен.



**Рисунок 1 – Минеральный состав исходной пробы руды
Белоусовского месторождения**

Исследуемая исходная руда имеет массовую долю меди 1,05-1,06 %, свинца 0,83-0,86 % и цинка 3,11-3,18 %. В руде содержится повышенное содержание слоистых силикатов и алюмосиликатов, которые негативно влияют на качество концентратов и селекцию минералов [2]. Для получения извлечения меди на уровне 80-85 % и наименьших потерь свинца и цинка в медном концентрате в первую очередь решалась задача получения кондиционной медной головки. Проведенными исследованиями установлено, что наименьшие потери цинковых и свинцовых минералов наблюдаются при использовании комплекса депрессоров, включающего подачу сернистого натрия в сочетании с цинковым купоросом в измельчение и сульфита натрия во флотацию. Наиболее высокое качество медного концентрата получено при использовании сочетания КМЦ и депрессора талька AERO 8860, подаваемых во флотацию и измельчение.

Принципиальная схема флотации приведена на рисунке 2. Согласно традиционной технологии по переработке полиметаллических руд, свинцовый концентрат получают камерным продуктом при селекции медно-свинцового концентрата при содержании свинца в руде выше 2,0 % [3]. Из руды с содержанием свинца менее 1 % камерным продуктом возможно получить некондиционный свинцовый концентрат при содержании свинца на уровне 30-35 %. Разработанная авторами технология основана на разработке схемы и реагентного режима доводки камерного продукта селекции медно-свинцового концентрата до кондиционного свинцового концентрата. Для этого на хвостах медного цикла флотации проводится свинцовый цикл флотации, включающий операцию подготовки пульпы к флотации, 2 перечистные операции для получения пенного свинцового концентрата с максимально возможным извлечением [4].

С целью определения оптимального режима депрессии цинковых минералов в медно-свинцовом и свинцовом циклах флотации были испытаны реагентные режимы с применением цианида натрия и без него. Проведёнными исследованиями установлено, что режимы флотации с применением цианида натрия дают более устойчивые показатели по депрессии цинковых минералов и пирита. Следует отметить, что в ходе проведения исследований подобран оптимальный расход реагентов и их сочетаний, а также необходимая степень измельчения медно-свинцового концентрата [5-7].

Сравнительные результаты методов депрессии показывают, что операционное извлечение металлов в черновой свинцовый концентрат при разделении Cu-Pb концентрата в открытом опыте при использовании цианидного метода депрессии цинковых минералов составило: свинца – 85,19 %, цинка – 57,85 %. При использовании комплекса сернистого натрия и цинкового купороса повышаются потери цинка в черновой свинцовый концентрат на 21,94 %, что приводит к получению некондиционного по цинку свинцового концентрата после двух перечисток. Таким об-

разом, использование цианидного метода депрессии обеспечивает наиболее устойчивые показатели и получение свинца пенным продуктом.

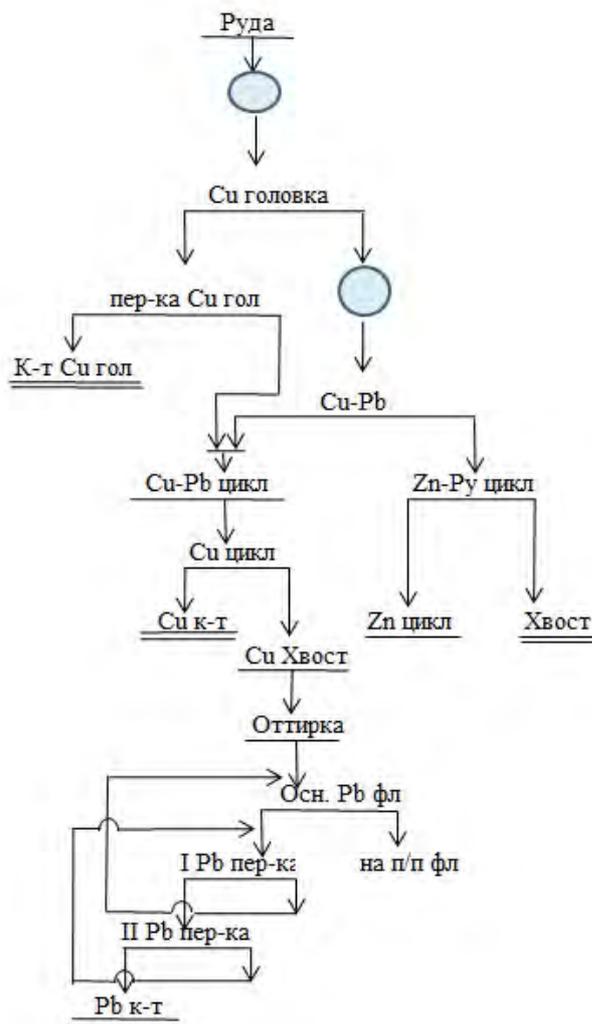


Рисунок 2 – Схема переработки руды Белоусовского месторождения

В таблице 1 приведены сравнительные результаты замкнутых опытов на руде Белоусовского месторождения с использованием оборотной воды по схемам с получением свинцового концентрата камерным и пенным продуктом. Разделение медно-свинцового концентрата проводилось по бесцианидной технологии. Для обеспечения наиболее устойчивых показателей по депрессии цинковых минералов цианид натрия в сочетании с цинковым купоросом применялся в циклах медно-свинцовых перечисток и в свинцовом цикле флотации.

На основании проведенных исследований флотации полиметаллической руды Белоусовского месторождения можно сделать вывод, что из руды с содержанием свинца менее 1 % возможно получение кондиционного свинцового концентрата пенным продуктом с массовой долей свинца не менее 50 % и максимально возможным его извлечением, а также минимальными потерями цинка в нем.

Таблица 1 – Результаты замкнутого опыта по схеме обогащения полиметаллической руды Белоусовского месторождения с выделением концентрата медной «головки», с доизмельчением медно-свинцового концентрата и с доизмельчением цинк-пиритного концентрата

Продукты обогащения	Выход, %	Массовая доля, %			Концентрация, г/т			Извлечение, %			
		Медь	Свинец	Цинк	Золото	Серебро	Медь	Свинец	Цинк	Золото	Серебро
Получение свинцового концентрата камерным продуктом											
Концентрат медной «головки»	2,3	22,73	2,25	4,93	5,37	577,6	48,66	6,27	3,64	38,46	31,20
Медный к-т перечистки	2	19,47	3,98	11,19	1,58	805,6	36,24	9,64	7,19	9,84	37,83
Суммарный медный концентрат	4,3	21,21	3,06	7,84	3,6	683,65	84,90	15,91	10,83	48,30	69,03
Свинцовый концентрат	1,12	1,1	35,19	18,07	3,36	209,2	1,15	47,73	6,50	11,72	5,50
Цинковый концентрат	4,68	1,45	4,05	49,25	0,99	145,4	6,32	22,95	74,02	14,43	15,98
Хвосты цинковой флотации	11,8	0,1	0,21	0,43	0,1	9,36	1,10	3,00	1,63	3,67	2,59
Хвосты цинк-пиритной флотации	78,1	0,09	0,11	0,28	0,09	3,76	6,54	10,40	7,02	21,89	6,90
Руда	100	1,07	0,83	3,11	0,32	42,59	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Получение свинцового концентрата пенным продуктом											
Концентрат медной «головки»	2,19	21,46	3,37	5,85	5,77	497,6	44,79	8,57	4,03	38,37	26,22
Медный к-т перечистки	1,99	19,83	5,62	7,86	1,97	905,6	37,60	12,98	4,92	11,90	43,36
Суммарный медный концентрат	4,18	20,70	4,43	6,81	3,97	691,8	82,39	21,55	8,95	50,27	69,58
Свинцовый концентрат	0,90	1,84	52,69	9,86	3,56	199,2	1,58	55,05	2,79	9,71	4,31
Цинковый концентрат	4,76	1,63	2,07	50,57	0,85	154,4	7,39	11,43	75,73	12,30	17,68
Хвосты цинковой флотации	11,74	0,17	0,21	0,52	0,11	8,08	1,91	2,90	1,90	3,92	2,28
Хвосты цинк-пиритной флотации	78,42	0,09	0,10	0,43	0,10	3,25	6,73	9,1	10,6	23,8	6,13
Руда	100,00	1,05	0,86	3,18	0,33	41,56	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Список литературы

1. Исаенко М.П. Определитель текстур и структур руд. - М.: Недра, 1983. – С.58-79.
2. Рамдор П. Рудные минералы и их сростания. М., 1962. - С. 18-27.
3. Технологический регламент по обогащению руды Карболихинского месторождения. Уралмеханобр. – Екатеринбург, 2005.
4. Froth Flotation. A Century of Innovation /edited by M.C/ Fuersteste /Colorado, 2010. – P. 15-31.
5. Physicochemical Problems of Mineral Processing 42, WROCLAW 2008.
6. Foundations of theory and practice of minerallurgy, Wroclaw University of Technology, 2007. – P. 64-113.
7. Handbook of Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sul-fide Ores by Srdjan M. Bulatovic/Elsevier, 2007. – P. 2-7.

УДК 622.7

ВЛИЯНИЕ ДОЛИ НЕРУДНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ

Багтогтох О.¹, Туяа Ц.², Алтантуяа В.¹

¹Горно-геологический институт Монгольского государственного университета науки и технологии, г. Улан-Батор; ²КОО Предприятие Эрдэнэт, г. Эрдэнэт, Монголия

Проведены исследования на трёх пробах руды (Т-1, Т-2, Т-3), отобранных в карьере с горизонтов 1250, 1235 по 250 кг каждая. Эти горизонты относятся к первичным рудам в зоне минеральных ассоциации: халькопирит-пирит-кварцевая, пирит-кварцевая. Форма проявления минеральной ассоциации: вкрапленность и прожилки [1]. Каждая проба была подготовлена по стандартной методике для проведения лабораторных опытов и подвергнута химическому, минералогическому и фазовому анализам (таблицы 1-3).

Таблица 1 – Результаты фазового анализа проб руды

№ пробы	Массовая доля, %			Распределение меди, %	
	Cu	Cu-ок	Cu-пер	Cu-ок	Cu-пер
Т-1	0.65	0.013	0.50	2.0	77.0
Т-2	0.383	0.008	0.279	2.09	72.8
Т-3	0.55	0.011	0.389	2.0	70.7

Примечание: Cu – общая медь в руде; Cu-ок - окисленная медь; Cu-пер – первичная медь

Из фазовых анализов видно, что пробы руды Т-1, Т-2, Т-3 являются халькопиритными (содержание первичности 70,7 – 77 %) и содержат общей меди от 0,383 до 0,65 %. Руды с повышенным содержанием халькопирита обладают более высокой флотуемостью [2].

Таблица 2 – Минеральный состав проб

№ пробы	Массовая доля, %		
	Al ₂ O ₃	SiO ₂ свободный	SiO ₂ -связанный
T-1	15.84	54.93	13.9
T-2	16.24	50.67	18.7
T-3	15.81	45.84	22.99

Таблица 3 – Результаты химического анализа проб руды

№ пробы	Массовая доля химических элементов, %						
	Mo	Fe	As	Pb	Bi	Sb	S
T-1	0.008	2.51	0.004	0.002	0.0007	0.000026	2.54
T-2	0.006	2.29	0.002	0.001	-	0.000026	2.35
T-3	0.016	1.76	0.012	0.005	0.0003	0.000051	1.86

Из таблицы 2 видно, что руда является окварцованной. Гидротермальные изменения полевых шпатов и темноцветных минералов исходных пород приводят к увеличению содержания в руде кварца и серицита с уменьшением их крепости, пористости, повышению интенсивности медной минерализации, укрупнению размеров сульфидов, благоприятствующих улучшению обогатимости [3]. Содержание оксида алюминия (Al₂O₃) в руде указывает на количество полевошпатных пород (андезит-порфирит, сиенит-диорит-порфир).

Ранее проведенными исследованиями [4] установлена оптимальная степень измельчения с содержанием 67,55 % готового класса (минус 0,071 мм). На основании проведенных опытов по измельчению и ситовых анализов проб T-1, T-2, T-3 установлены их время измельчения: для T-1 – 13 мин, для T-2 – 15,5 мин, для T-3 – 17,5 мин (рисунок 1).

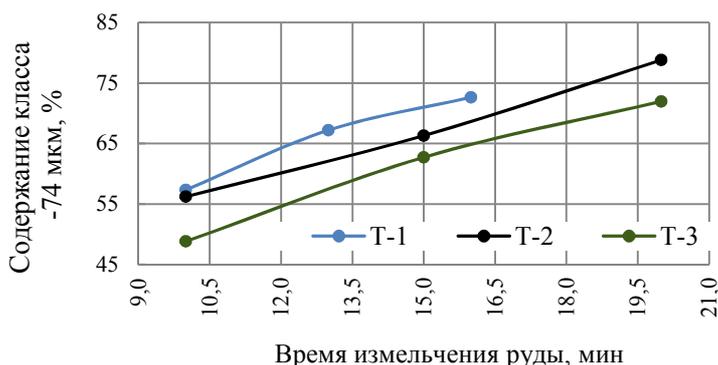


Рисунок 1 – Зависимости выхода готового класса от времени измельчения руды

Реагенты, используемые в настоящее время на практике, хорошо растворяются в воде, быстро распределяются во флотационной пульпе, что позволяет оптимизировать их подачу по отдельным циклам флотации. Постоянными условиями опытов (режима коллективной флотации) путем

оптимизации [5-6] установлены: измельчение до 67,55 % класса минус 0,071 мм; СаО до рН = 10,04-10,16, расход реагентов г/т: АероМХ – 4,9; ВК-901 – 4,1; МИБК – 18; продолжительность флотации 16 минут.

По результатам опытов было установлено влияние времени флотации на показатели коллективной флотации. Результаты исследований приведены в рисунках 2 и 3.

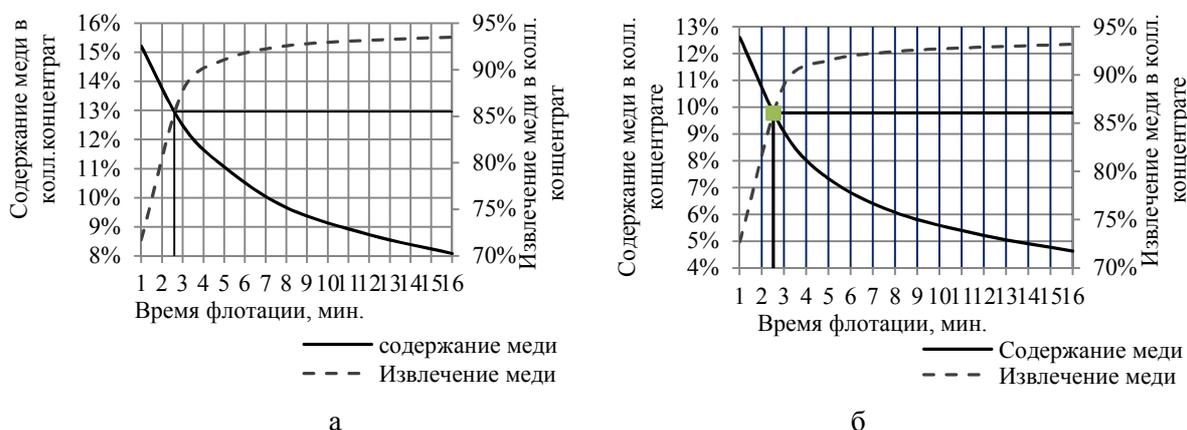


Рисунок 2 – Зависимости содержания меди и извлечения меди в коллективный концентрат от времени флотации:
а – проба руды Т-1; б – проба руды Т-2

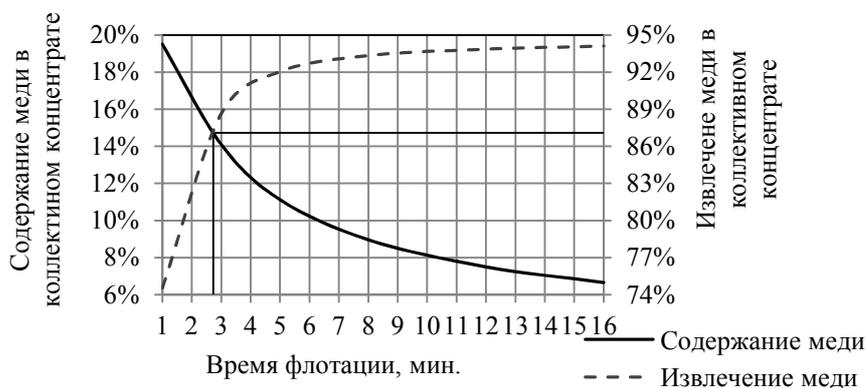


Рисунок 3 – Зависимости содержания меди и извлечения меди в коллективный концентрат от времени флотации (проба руды Т-3)

Из рисунка 2а: $t = 2,6$ мин; $\epsilon_{Cu} = 85,5$ %; $\beta_{Cu} = 13$ %.

Из рисунка 2б: $t = 2,5$ мин; $\epsilon_{Cu} = 86,05$ %; $\beta_{Cu} = 10$ %.

Из рис 3: $t = 2,73$ мин; $\epsilon_{Cu} = 87,1$ %; $\beta_{Cu} = 15,1$ %.

Результаты лабораторных опытов флотации обобщены и приведены в таблице 4.

А также по результатам лабораторных опытов установлено, что флотационная последовательность рудных минералов при рН = 10 следующая:

халькопирит → халькозин → молибденит → пирит [7].

Таблица 4 – Показатели лабораторных опытов при оптимальных значениях

№ пробы	Оптимальное значение								
	$t_{\text{фл}}$	β_{Cu}	ε_{Cu}	t	β_{Mo}	ε_{Mo}	t	β_{Fe}	ε_{Fe}
	минут	%	%	минут	%	%	минут	%	%
T-1	2.6	13.0	85.5	3.4	0.121	58.3	3.63	28.7	52.2
T-2	2.52	9.9	86.05	2.95	0.0825	47.7	3.73	21.6	36.3
T-3	2.73	15.1	87.1	2.9	0.40	72.1	4.31	21.45	38.0

Для описания зависимостей содержания меди в коллективном концентрате от времени флотации, приведенных на рисунках 2, 3, использован метод наименьших квадратов. Получено уравнение:

$$Y(t) = \frac{a}{(bt+c)^2}$$

где $Y(t)$ – содержание меди в коллективном концентрате, %; t – время флотации, мин.

Тогда:

$$F(a,b,c) = \sum_{i=1}^n \left[\frac{a}{bt_i+c} - y_i \right]^2 \rightarrow \min \quad (1)$$

Используя данные лабораторных опытов разработана математическая модель в Matlab, определены значения коэффициентов a , b , c :

$$Y(t) = \left(\frac{5.9638}{0.0264t+0.3824} \right)^2 \quad (2)$$

Полученная модель свидетельствует о том, что качество коллективного концентрата снижается по гиперболической функции (формулы 1-2).

Основные технологические показатели проведенных открытых опытов по стандартной методике приведены в таблице 5 (основная флотация 5 минут, контрольная флотация 7 минут).

Таблица 5 – Результаты лабораторных опытов

№ пробы	Массовая доля в руде, %				$t_{\text{флот}}$	$t_{\text{изм}}$	β_{Cu}	ε_{Cu}
	Cu	Al_2O_3	SiO_2 своб	SiO_2 -связн	минут	минут	%	%
T-1	0.65	15.84	54.93	13.9	12	13	8.73	93.7
T-2	0.383	16.24	50.67	18.7	12	15.30	5.21	92.88
T-3	0.55	15.81	45.84	22.99	12	17.30	7.5	93.86

Используя данные таблицы 5 проведен регрессионный анализ. В зависимости от продолжительности измельчения руды определяется соотношение между содержанием нерудных минералов и качеством коллективного медного концентрата и извлечением меди (рисунки 4-5).

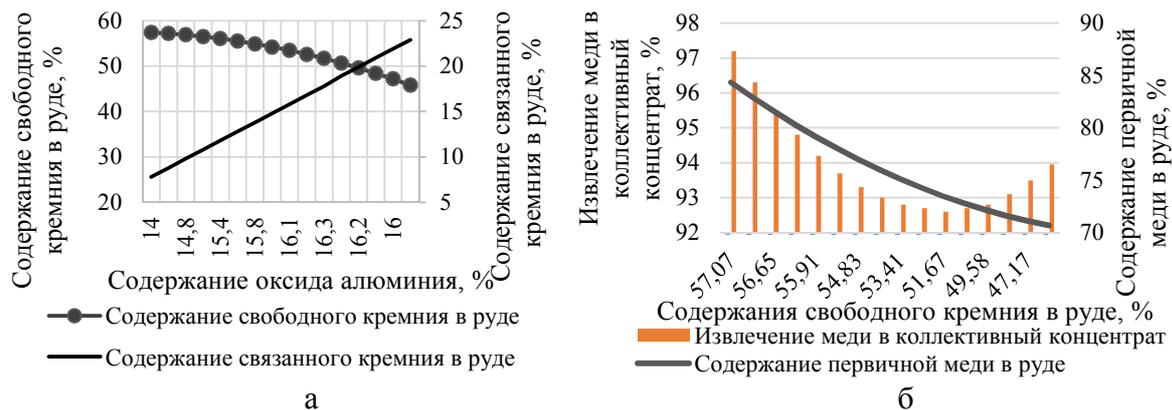


Рисунок 4 – Зависимости показателей флотации от массовой доли породообразующих минералов в руде

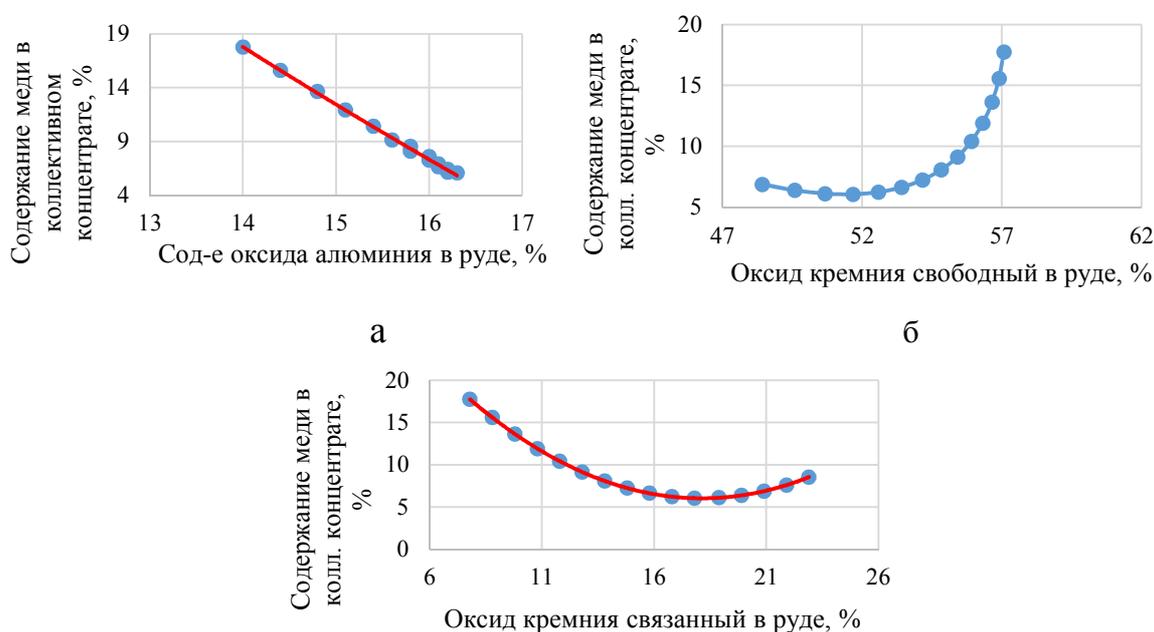


Рисунок 5 – Зависимости содержания меди в коллективном концентрате от содержания оксидов алюминия и кремния в руде

Из рисунка 4а видно, что снижение содержания свободного кремния в руде приводит к увеличению содержания оксида алюминия [7-8].

Увеличение содержания оксида алюминия и связанного оксида кремния отрицательно влияет на качество коллективного концентрата (рисунки 5а, 5в). Между содержанием свободного оксида кремния и содержанием меди в коллективном концентрате имеется положительная корреляция (рисунок 5б).

Выводы:

Результаты изучения вещественного состава проб Cu-Mo руды показали, что руда с долей халькопирита более 70 % является высокоокварцованным. При этом увеличение содержания первичности ассоциируется с уменьшением содержания кремния связанного.

Лабораторными исследованиями установлено, что на качество коллективного концентрата из нерудных минералов отрицательное влияние оказывают связанный кремний и оксид алюминия.

Список литературы

1. Гаврилова С.П., Максимюк И.Е., Оролмаа Д. Молибден-медно-порфировое месторождение Эрдэнэт (Монголия). – Москва, 2010. – С. 158-163.
2. Давааням С. Разработка энергосберегающей технологии переработки медно-молибденовых руд на обогатительной фабрике СП Эрдэнэт с применением селективных собирателей на основе композиций диалкилсульфидов с диалкилдитиофосфатами // дисс... канд. техн. наук. – Москва, 2000. – 90 с.
3. Ганжаргал С. Обоснование методов повышения качества рудопотоков при открытой разработке сложно-структурных месторождений в Монголии. – Эрдэнэт, 2011. – 97 с.
4. Баттогтох О., Туяа Ц., Энхбат Р. Определение технологических показателей коллективного концентрата путем оптимизации // Сборник трудов Монгольского Государственного Университета . Бизнес и инновации. – Улаанбаатар, 2016. – с. 4-10.
5. Баттогтох О., Туяа Ц., Мунхбаяр Л. Исследование факторов, влияющих на качество коллективного концентрата//Цветные металлы. - №4. – Москва. 2017. - с. 17-21.
6. Туяа Ц. Разработка и исследование эффективной технологии по переработке первичных медных руд при высоком извлечении молибденита: дис. ... докт. техн. наук. – Улаанбаатар, Монголия, 2012.
7. Баатархүү Ж. Технология обогащения медно-порфировых руд на основе изучения их генетико-морфологических особенностей. – Эрдэнэт, 2006.
8. Баатархүү. Ж Зэс порфирийн хүдрийн баяжуулалт ба экологийн асуудал Erdenet Development, 2015. – № 51. – С. 40-43. (Обогащение медной порфировой руды и экологические проблемы).

УДАЛЕНИЕ ЦИНКА ИЗ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С РАЗЛИЧНЫМИ СООТНОШЕНИЯМИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ИХ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИИ АЦИДОФИЛЬНЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ

Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Уварова Т.К., Меламуд В.С.

Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского,
Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии»
Российской академии наук, г. Москва, Россия

Запасы сульфидных руд в эксплуатируемых месторождениях постепенно уменьшаются, качество их ухудшается. Задержка разведки и разработки новых месторождений в России привели к необходимости вовлечения в переработку более бедных и сложных по вещественному составу руд. Уже сейчас сырьевая база обогатительных комбинатов Урала на 70-75 % представлена труднообогатимыми рудами, для которых применение технологий флотации не позволяет получать кондиционные концентраты.

Решение проблемы повышения качества сульфидных концентратов связывается в основном с совершенствованием процессов флотации. При этом получаемые медные концентраты, как правило, содержат более 2 % цинка. При пирометаллургической переработке цинк полностью теряется со шлаками, откуда извлечь его современными способами невозможно. Значительно дешевле получать флотацией коллективные концентраты, например, медно-цинковые, однако для их последующей переработки необходимы новые технологические подходы.

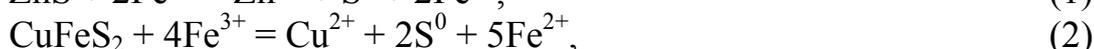
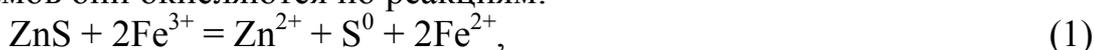
Целью представленной работы являлось исследование биовыщелачивания медно-цинковых концентратов с различным соотношением меди и цинка с целью наиболее эффективного селективного удаления из них цинка. При этом предполагалось, что медные минералы будут оставаться в твердой фазе, образуя чистый медный концентрат. Цинк и медь из жидкой фазы после выщелачивания могут быть выделены в качестве товарных продуктов. Например, медь в виде цементной меди, которая присоединяется к твердой фазе после выщелачивания.

В качестве объектов исследования были использованы сульфидные концентраты, полученные из сульфидной руды Гарньерского месторождения (Свердловская область, Россия) в производственных условиях на горно-обогатительном комбинате. Состав концентратов представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Содержание элементов в концентратах (%)

Элемент	Концентрат №		
	1	2	3
Cu	19.2	14.7	12.4
Zn	2.64	5.0	6.2
Fe	31.6	33.9	35.0
S	34.0	34.2	35.5

В коллективных концентратах основными сульфидными минералами являются пирит (FeS_2), пирротин (FeS), халькопирит (CuFeS_2) и сфалерит (ZnS). При биовыщелачивании с использованием ацидофильных микроорганизмов они окисляются по реакциям:



Продукты этих реакций окисляются микроорганизмами:



Анализ приведенных уравнений показывает, что используемые микроорганизмы постоянно продуцируют активный окислитель сульфидных минералов – ион трехвалентного железа в серной кислоте, который образует соединение $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. При взаимодействии с сульфидными минералами этого соединения в растворе накапливаются сульфаты цветных металлов и сульфаты двух- и трехвалентного железа. Способность микроорганизмов продуцировать окислительный агент и окислять соединения серы до серной кислоты позволяет вести процесс биовыщелачивания сульфидных концентратов с минимальным расходом химических реагентов.

Биовыщелачивание проводили в конических колбах объемом 250 мл на термостатируемых качалках с числом оборотов 170 мин^{-1} . В колбы вносили 1 г концентрата, 90 мл питательной среды, содержащей сульфат двухвалентного железа в таком количестве, чтобы концентрация ионов Fe^{2+} составила 5 г/л, и 10 мл посевного материала. Необходимые значения pH устанавливали и поддерживали добавлением 5М серной кислоты. В ходе биовыщелачивания концентратов определяли следующие параметры: концентрацию ионов железа, меди и цинка в жидкой фазе, pH, выход твердой фазы после биовыщелачивания. Пробы для анализов отбирались 1 раз в сутки.

Для опытов были созданы две ассоциации ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов. Первая – мезофильная ($30 \text{ }^\circ\text{C}$), включающая бактерии *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans*, *Leptospirillum spp.* Вторая – умеренно термофильная ($35 \text{ }^\circ\text{C}$), включающая бактерии *Leptospirillum spp.*, *Acidithiobacillus caldus* и археи *Ferroplasma aci-*

diphilum. Эти ассоциации микроорганизмов использовали в качестве посевного материала для определения параметров биовыщелачивания (биокисления) исследуемого концентрата.

Результаты по изменению концентраций ионов меди и цинка в процессе биовыщелачивания субстратов мезофильной (а) и умеренно термофильной ассоциациями культур (б) приведены на рисунке 1. Из представленных данных следует, что для всех исследуемых концентратов наблюдается существенная разница между динамикой накопления в жидкой фазе ионов меди и цинка. Цинк при этом выщелачивался значительно интенсивнее чем медь. Наиболее активно цинк переходил в раствор в течение первых трех суток процесса. При этом, даже при биовыщелачивании концентрата 1, где цинка почти в 7 раз меньше, чем меди, концентрация цинка была в 1,5–2 раза больше, чем меди. Максимальная разница между концентрациями цинка и меди была достигнута за 7 суток для концентрата 3.

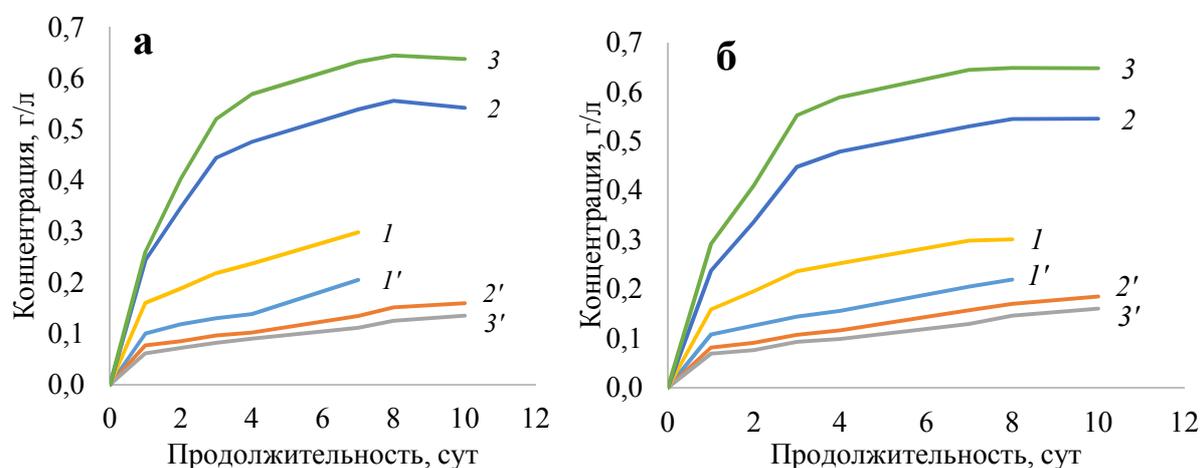


Рисунок 1 – Изменение концентраций цинка (1, 2, 3) и меди (1', 2', 3') при биовыщелачивании концентратов мезофильной (а) и умеренно термофильной (б) культурами микроорганизмов (рН 1,3, начальная концентрация Fe^{2+} 5 г/л)

Характер изменения концентраций цветных металлов в жидкой фазе при использовании умеренно термофильных культур носит точно такой же характер, как и в опытах с мезофильной культурой. При этом следует отметить, что процесс биовыщелачивания практически полностью заканчивался за 7 суток при всех условиях.

Было рассчитано извлечение меди и цинка на основании полученных в жидкой фазе концентраций металлов. Результаты представлены в таблице 2. Из представленных данных следует, что практически половина всего цинка выщелачивалась в первые сутки, в то время, как медь выщелачивалась на 5–7 %. В дальнейшем, извлечение цинка все время повышалось, и за 4 суток процесса достигало 90–95 %, в то время, как извлечение меди составляло всего 7–7,3 % во всех опытах. За 7 суток процесса во всех опытах извлечение цинка достигало 100 %, в то время как

извлечение меди не превышало 9–10 %. В дальнейшем, за последние 7–10 суток медь медленно переходила в жидкую фазу, и максимальное извлечение составляло около 13 %. Извлечение меди в жидкую фазу при использовании умеренно термофильной культуры примерно на 2 % выше в конечной стадии выщелачивания, чем для мезофильной.

Таблица 2 – Извлечение (%) меди и цинка в раствор в процессе биоокисления концентратов мезофильной (30 °С) и умеренно термофильной (35 °С) ассоциациями микроорганизмов (рН 1.3, начальная концентрация Fe²⁺ 5 г/л)

Температура, °С	Время, сут	Концентрат №					
		1	2	3	1	2	3
		Cu ²⁺			Zn ²⁺		
30	1	7.50	5.26	4.93	60.6	48.8	42.1
	2	6.03	5.80	5.82	71.2	69.4	65.2
	3	6.77	6.55	6.63	82.6	88.8	84.1
	4	7.19	6.96	7.27	89.8	95.0	92.1
	7	10.7	9.15	8.97	100	100	100
	8	–	10.3	10.1	–	100	100
	10	–	10.9	10.9	–	100	100
35	1	5.63	5.53	5.58	59.9	47.4	47.1
	2	6.56	6.21	6.14	13.3	67.2	66.3
	3	7.50	7.30	7.52	89.4	89.6	89.3
	4	8.13	7.92	8.00	95.5	95.8	95.3
	7	10.7	8.67	10.4	100	100	100
	8	11.4	11.6	11.8	100	100	100
	10	–	12.6	12.9	–	100	100

Определение выхода твердой фазы после 7 суток выщелачивания, когда извлечение цинка во всех опытах достигло 100 %, показало, что значение этого параметра составляло в среднем 70-75 %, поэтому во всех концентратах содержание меди увеличивалось, так как ее извлечение в раствор не превышало 10 %. Кроме того, медь, выделенная цементацией из жидкой фазы, может быть присоединена к медному концентрату. Цинк из жидкой фазы может быть выделен в виде товарного сульфида цинка или с помощью жидкостной экстракции.

Таким образом, показана принципиальная возможность полного удаления цинка из медно-цинковых концентратов. При этом твердая фаза может быть переработана как чистый медный концентрат на пирометаллургических заводах без потери цинка в шлаках.

Работа выполнена при финансовой поддержке Президиума РАН по программе фундаментальных исследований № 48.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ОТХОДА ВИННО-ВОДОЧНОГО ПРОИЗВОДСТВА АО «БАХУС» ПРИ СЕЛЕКТИВНОМ РАЗДЕЛЕНИИ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА

**Турьсыбеков Д.К., Семушкина Л.В., Кульдеев Е.И., Нарбекова С.М.,
Муханова А.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М.**
АО «Институт металлургии и обогащения»,
НАО «Казахский Национальный исследовательский технический
университет имени К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

Выделение из полиметаллических руд одноименных концентратов меди, свинца и цинка представляет весьма сложную задачу. Практика работы обогатительных фабрик, перерабатывающих свинецсодержащие полиметаллические руды, показывает, что наилучшие технологические показатели достигаются, когда данный тип руд обогащается по технологическим схемам с получением коллективных медно-свинцовых концентратов и последующей их селективной флотацией [1-4]. В настоящее время для разделения коллективного медно-свинцового концентрата существует несколько распространенных методик, промышленное применение среди которых нашли только цианидная и сульфитная технологии [5-7]. Эффективность селективного разделения коллективных медно-свинцовых концентратов во многом определяется ассортиментом применяемых флотореагентов. Поиск и разработка новых более селективных реагентов-собирателей для совершенствования процесса обогащения является одной из первоочередных задач [8-13].

В работе представлены результаты исследований по замене сульфита натрия при сульфитной технологии селективного разделения коллективного медно-свинцового концентрата на жидкий отход винно-водочного производства АО «Бахус», содержащий сульфит-ионы. Одновременно решается вопрос утилизации вредного отхода винно-водочного производства.

Для исследований подготовлен образец раствора из отходов винно-водочного производства АО «Бахус» путем усреднения образцов из различных партий. Результаты химического анализа образца раствора показали, что в растворе содержится сульфит натрия с концентрацией $95,1 \text{ г/дм}^3$. Результаты инфракрасного спектра образца раствора (рисунок 1) показывают полосы поглощения молекулярной воды $3393, 1649, 702 \text{ см}^{-1}$, колебание карбоксильной группы аминокислот: $\nu_s (\text{COO}^-)$ 1413 см^{-1} и группы сульфит-иона $[\text{SO}_3]^{2-}$ 940 см^{-1} .

Данный образец раствора использован при селективном разделении медно-свинцового концентрата. Объектом флотационных исследований по изучению возможности применения отходов винно-водочного производ-

ства АО «Бахус» являлась полиметаллическая руда Артемьевского месторождения. Минералогический состав пробы руды представлен халькопиритом CuFeS_2 , галенитом PbS , сфалеритом ZnS , пиритом FeS_2 , кварцем $\alpha\text{-SiO}_2$, кальцитом CaCO_3 , шамозитом $(\text{Fe}^{+2}, \text{Mg}, \text{Fe}^{+3})_5\text{Al}(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{O}, \text{OH})_8$, плагиоклазом $(\text{Na}, \text{Ca})(\text{Al}, \text{Si})_2\text{Si}_2\text{O}_8$, мусковитом $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$, каолинитом $\text{Al}_4\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$, форстеритом Mg_2SiO_4 , корундом $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ и гидроокислами железа в виде присыпок и примазок на зернах кварца.

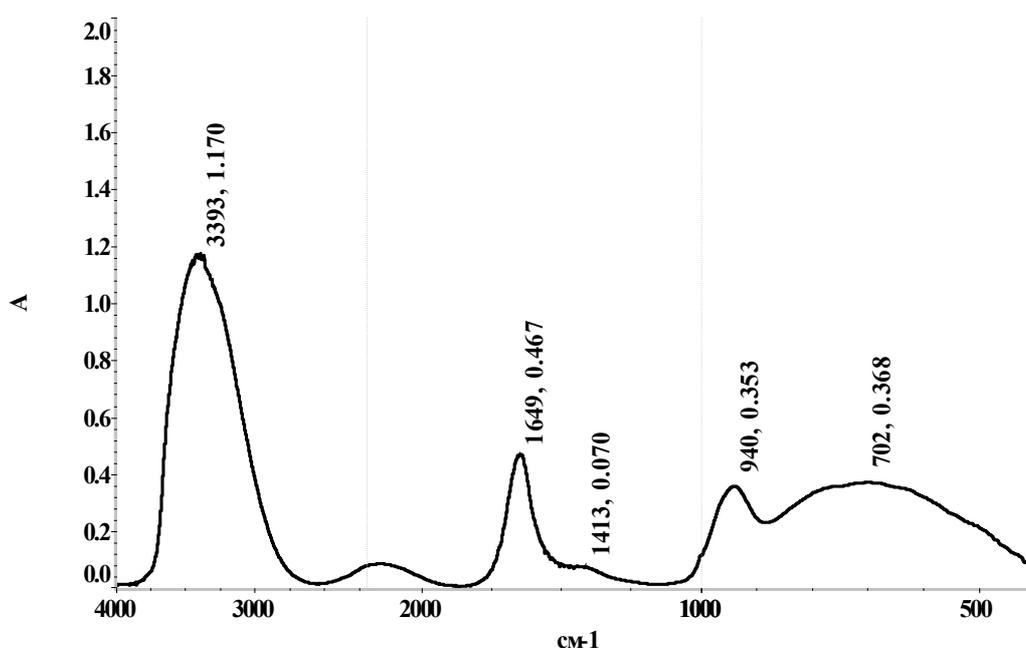


Рисунок 1 – Инфракрасный спектр образца - отхода вино-водочного производства

Результаты химического анализа исходной руды Артемьевского месторождения в процентах: Cu 1,6, Pb 2,6, Zn 7,2, Fe 7,8, S 11,6, Al_2O_3 8,1, SiO_2 38,0, CaO 0,7, MgO 2,4, Au 0,6 г/т, Ag 58,2 г/т.

Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах ФМЛ–1 и ФМЛ–2. Навеска руды для опыта составляла 1000 г, которая предварительно измельчалась до крупности 98 % класса минус 74 мкм.

Схема флотации включала в себя два цикла: медно-свинцовый цикл и цикл селекции коллективного медно-свинцового концентрата. Медно-свинцовый цикл включает основную, контрольную флотации и две пере-чистки коллективного медно-свинцового концентрата. В процесс измельчения подавали:

- соду для создания оптимального рН среды;
- сульфид натрия для сульфидизации минералов;
- цинковый купорос для депрессии цинковых минералов.

В основной коллективной медно-свинцовой флотации использовали следующие реагенты в качестве:

- депрессоров сульфидных минералов цинка и железа – цинковый купорос и цианид натрия;
- собирателя – бутиловый ксантогенат натрия;
- вспенивателя – Т-80.

Для получения более качественного коллективного концентрата, т.е. для очистки его от минералов цинка и железа, в перечистные операции дополнительно подавали цинковый купорос и цианид натрия. Перечистные операции проводили при $pH=8-8,5$. В контрольную операцию подавали собиратель и вспениватель для доизвлечения свинцовых и медных минералов. Затем на полученном в лабораторных условиях коллективном медно-свинцовом концентрате были проведены опыты по селекции медного и свинцового концентратов по сульфитной технологии с применением базового сульфита натрия и раствора сульфита натрия АО «Бахус».

Второй цикл селекции коллективного медно-свинцового концентрата включает в себя основную медную флотацию, две перечистки и контрольную флотацию.

Перед селективной флотацией проводилась агитация коллективного медно-свинцового концентрата в течение 10 минут в присутствии сернистого натрия (6 кг/т) для десорбции ранее примененных реагентов. Агитация проводилась в лабораторной мешалке. После десорбции проводилась отмывка коллективного концентрата.

Коллективный концентрат далее подвергался обработке серной кислотой при $pH=5,6-5,8$ с применением железного купороса и сульфита натрия в течение 10 минут. Расход сульфита натрия составлял 3 кг/т, расход железного купороса – 6 кг/т. Перечистные операции проводились без использования реагентов. Все операции второго селективного цикла проводились в узком диапазоне $pH=5,6-5,8$. В сравнении с базовыми реагентами проводили селективную флотацию с раствором сульфита натрия, расход аналогичный базовому режиму: 6 кг/т железного купороса и 3 кг/т в пересчете на основное вещество сульфита натрия раствора АО «Бахус».

В результате селекции по базовой сульфитной технологии был получен медный концентрат с содержанием меди 25,3 %, свинца – 10,8 % при извлечении меди и свинца, соответственно 87,4 и 18,1 % и свинцовый концентрат с содержанием свинца – 41,6 %, меди 1,2 % при извлечении свинца и меди, соответственно 57,0 и 3,4 %. С раствором сульфита натрия АО «Бахус» получены схожие с базовой технологией результаты: медный концентрат с содержанием меди 25,6 %, свинца – 11,0 % при извлечении меди и свинца, соответственно 87,8 и 18,7 % и свинцовый концентрат с содержанием свинца – 41,1 %, меди 1,3 % при извлечении свинца и меди, соответственно 57,6 и 3,7 %.

Таким образом, установлено, что раствор из отходов винно-водочного производства АО «Бахус» позволяет заменить базовый реагент суль-

фит натрия при селективной флотации медно-свинцового концентрата, не снижая базовые технологические показатели флотационного обогащения.

Список литературы

1. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. М.: Недра, 1983.
2. Польшкин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов. М.: Недра, 1983.
3. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. Москва: МГТУ, 2008.
4. Бакинов К.Г. Методы разделения свинцово-медных концентратов. Обогащение руд, 1962. – № 5. – С. 16–22 5.
5. Кошербаев К.Т. Технология селективной флотации минералов из коллективных сульфидных концентратов // Труды КазПТИ, вып.2. Metallургия и металлоредение. – Алматы, 1975. – С.114-119.
6. Кошербаев К.Т., Брискман Б.Ш. К вопросу изучения флотиреуемости сульфидов под воздействием сернокислого железа и сульфит иона // Сб. Metallургия и металлоредение, Алма-Ата: КазПТИ, 1974. – С.18-20.
7. Бакинов К.Г. Исследование устойчивости системы Fe^{2+} - SO_4^{2-} , применяемой для селекции сульфидов // Цветные металлы. – 1974. – № 7. – С.93-96.
8. Тусупбаев Н.К., Калугин С.Н., Тусупбаев С.Н., Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Муханова А.А., Мухамедилова А.М. Применение модифицированных реагентов для усовершенствования технологии флотационного обогащения тонковкрапленных полиметаллических руд // КИМС. – 2013. – № 4. – С. 19-24.
9. Ефремова С.В., Бунчук Л.В., Ли Э.М., Ниязов А.А., Сухарников Ю.И. Полу-промышленные испытания флотореагента из рисовой шелухи в качестве собирателя // КИМС. – 2017. – № 4.
10. Тусупбаев Н.К., Бектурганов Н.С., Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Муханова А.А. Усовершенствование технологии селекции коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата // Обогащение руд. – 2013. – № 6. – С. 12-17.
11. Николаев А.А., Со Ту, Горячев Б.Е. Критерий селективности действия собирателя в коллективно-селективных циклах флотации сульфидных руд // Обогащение руд. – 2016. – №4. – С. 23-28.
12. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Алексейчук Д.А. Новые научные подходы к выбору композиций сульфидрильных собирателей, механизму их действия и обоснованию условий селективной флотации сульфидных минералов // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. – № 10. – С. 59–66.
13. Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О., Иванова П.Г., Хачатрян Л.С. Селективное повышение флотоактивности сульфидных цветных металлов с использованием сочетаний сульфидрильных собирателей // Обогащение руд. – 2015. – № 3. – С. 18–23.

ПРОИЗВОДНЫЕ ТРЕТ-КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ VERSATIC – ЭКСТРАКЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Радушев А.В., Ваулина В.Н., Чеканова Л.Г., Батуева Т.Д., Харитонов А.В.
Институт технической химии УрО РАН, г. Пермь, Россия

Прогресс в области гидрометаллургии с использованием методов жидкостной экстракции, позволяющей вовлекать в переработку некондиционные руды и техногенные отходы цветных металлов, в значительной степени связан с разработкой новых высокоэффективных экстракционных реагентов, ассортимент которых в настоящее время беден.

В Институте технической химии УрО РАН выполнен цикл работ по изучению ряда органических производных гидразина алифатических и алициклических кислот (гидразиды, диацилгидразины, диалкилгидразиды). Показано, что данные соединения проявляют себя как селективные собиратели сульфидов цветных металлов (Cu, Zn, Ni, Mo) из труднообогатимых сульфидных руд [1, 2] и ионов ЦМ в процессах ионной флотации [3, 4], а также как экстракционные реагенты [6, 7]. Недостатком упомянутых соединений как экстрагентов, несмотря на их высокую селективность, является ограниченная растворимость в углеводородных растворителях, склонность к гидролизу и относительно невысокая емкость органической фазы, поэтому необходимо улучшение их технологических характеристик. Одним из возможных путей улучшения свойств экстрагентов оказалось использование для их синтеза трет-карбонных кислот с разветвленным радикалом в α -положении к функциональной группе.

Третичные карбонные (или неокрбонные) кислоты имеют следующую общую формулу: $RR'R''\text{CCOOH}$, в которой радикалы R, R' и R'' равны $\text{C}_x\text{H}_{2x+1}$, причем $x \geq 1$. Разветвленные кислоты в сравнении с n-алифатическими и алициклическими обладают рядом преимуществ: хорошо растворимы в углеводородных растворителях, жидкие при обычной температуре, химически устойчивы. И их производные за счет стерических факторов также приобретают ряд уникальных свойств в сравнении с алифатическими и алициклическими аналогами [6].

На основе α -разветвленных карбонных кислот, выпускаемых компанией Momentive Specialty Chemicals (Нидерланды) под торговой маркой «Versatic» [7], синтезированы и исследованы реагенты с гидразидной группой атомов – производные кислоты Versatic 10: гидразид (ГВИК 10) и 1,2-диацилгидразин (ДАГ 10), а также гидразиды (ГВИК 1519) – производные кислот Versatic фракции C_{15} – C_{19} .

Результаты исследования экстракции Ni(II), Cu(II) и Fe(III) с использованием раствора ГВИК 10 и коэффициенты разделения пар элементов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Коэффициенты распределения (D_i) и разделения (β) пар Ni/Cu, Ni//Zn, Ni//Fe(III) при экстракции ГВИК 10 из серноокислых растворов

Пара металлоионов M_1/M_2 и их содержание, г/л	$pH_{равн}$	E, %		D_i		β_{M_1/M_2}
		$M_1(II)$	$M_2(II)$	$M_1(II)$	$M_2(II)$	
Ni/Cu (0,587/0,635)	0,3	79	0	-0,8	-1,0	0,8
	1,2	87	51	5,5	0,03	183
	1,5	93	61	13,3	0,7	19
	2,4	94	84	73,0	4,0	18
	3,8	95	70	18,1	4,0	5
Ni/Fe (3,25/5,60)	1.47	99	69	164,0	2,1	77
	1.17	96	42	25,0	0,8	33
	0.93	90,2	38	9,6	0,6	16
	0.82	76,9	33	3,8	0,5	8
	0.76	66,2	24	2,0	0,4	6
Ni/Zn (3,25/3,20)	<0,7	42	0	0,9	0,03	30
	0,81	77	0	3,5	0,04	88
	1,25	96	0	27,0	0,11	245
	4,36	100	78	842,0	4,50	187
	5,87	100	99	3250	181,0	18

Примечание: соотношение фаз $V_o : V_v = 1 : 1$, $t = 20-22$ °C; , $\tau=2$ мин; экстрагент – 0,2 моль/л раствор ГВИК 10 в керосине с добавкой 10% об. 2этилгексанола

Из приведенных в таблице 1 данных видно, что существуют следующие варианты применения ГВИК 10 в экстракции цветных металлов из сульфатных растворов: отделение никеля от меди при pH 1,0–1,5; никеля от железа – pH 0,8–1,5 и никеля от цинка – pH 1–4. Возможность селективного извлечения Ni^{2+} из железосодержащих растворов до гидролитического осаждения железа(III) с использованием ГВИК – уникальна. Экстрагентов – аналогов в литературе не найдено.

ГВИК 10 ввиду заметной растворимости в водных средах вследствие его низкой молекулярной массы (м. м. 186) можно рекомендовать для разделения концентрированных серноокислых растворов цветных металлов.

Значительно меньшим уносом обладает ГВИК 1519 (средняя м. м. ~ 290), суммарные потери которого с водной фазой через 10 промывок составляют 2,8 % от исходного количества.

Исследована принципиальная возможность практического применения ГВИК 1519 для прямой экстракции Ni и Co из модельного раствора подземного серноокислотного выщелачивания окисленной Ni руды в присутствии девяти, обычно сопутствующих элементов, следующего состава: г/л, $Ni^{2+} - 0,66$; $Co^{2+} - 0,048$; $Zn^{2+} - 0,024$; $Cu^{2+} - 0,0077$; $Mn^{2+} - 0,238$; $Cr^{3+} - 0,137$; $Al^{3+} - 1,47$; $Ca^{2+} - 0,548$; $Fe^{2+} - 2,46$; $Fe^{3+} - 2,46$; $Mg^{2+} - 4,4$; $SiO_3^- - 0,17$; $H_2SO_4 - 15$; pH ~ 0,5. Установлено, что из данного раствора при pH 1,4–1,7 возможна экстракция 0,4 моль/л раствором ГВИК 1519 в керосине до 90 % Ni, Co и Zn, 5–10 кратное концентрирование цветных металлов

при 4–5 ступенях экстракции. Для отделения соэкстрагированных с никелем Co, Fe, Zn и Mn изучена промывка органических экстрактов разбавленными растворами HCl и H₂SO₄ и водой. Наилучшие результаты получены с 0,5 моль/л HCl: за пять последовательных промывок из экстракта можно удалить практически 100 % Co, Zn и Mn; 92,4 % Fe; потери Ni с водной промывкой составили 1,2 % от исходного количества. Для реэкстракции никеля при соотношении фаз (1:1) пригоден 5 моль/л раствор HCl и 2–3 ступени промывки. В этих условиях вместе с никелем будет реэкстрагироваться и оставшееся после промывки 0,5 моль/л HCl железо (III). Целесообразнее вести извлечение Ni и Co в условиях, когда Fe³⁺ практически полностью отделяют на стадии экстракции, проводя извлечение на пределе емкости ГВИК 1519 по отношению к сумме Ni, Co и Zn.

ГВИК 1519 исследован также в качестве экстрагента для извлечения меди(II) в присутствии сопутствующих металлов из сульфатных растворов в керосине и в его смеси с модификаторами: 2-этилгексанолам или алкилфенолам. Установлено, что селективная экстракция меди(II) в присутствии никеля (II), кобальта (II), железа (III) и цинка(II) раствором ГВИК 1519 в керосине возможна при pH 0,1–0,6. Добавки модификаторов вносят существенные изменения в закономерности экстракции. При экстракции раствором ГВИК 1519 в керосине с добавкой 30 % об. 2-этилгексанола в интервале pH 0,2–0,5 никель и кобальт не экстрагируются, железо соэкстрагируется на 30–46 %, в то время как степень извлечения меди составляет 93–98 %. Очистить экстракт от Fe(III) удается на стадии реэкстракции промыванием экстракта 0,2 моль/л раствором HCl. Присутствие 30 об. % алкилфенола в диапазоне кислотности 0,5 моль/л H₂SO₄ – pH 0,5 – не влияет на количественную экстракцию Cu(II), но подавляет экстракцию Fe(III). Для реэкстракции меди(II) исследованы растворы серной кислоты. При соотношении фаз (1:1) суммарное извлечение меди 2 моль/л раствором H₂SO₄ составило 94 % за 5 ступеней реэкстракции.

Изучены оптимальные условия экстракции ионов Cu(II), Ni(II), Co(II), Zn(II), Fe(III) с ДАГ 10 в аммиачных и слабокислых средах (рисунок 1). Ионы Cu(II) извлекаются в виде комплекса с реагентом в керосин на 96–99 % в области значений pH 5,5–11,0, Zn(II) – на 98–99 % (pH 8,0–11,0), Ni(II) – на 90–94 % (pH 10,0–11,0) и Co(II) – на 94–98 % (9,7–11,0). Ионы Fe(III) экстрагируются в узком интервале значений pH 2,5–3,5. При дальнейшем росте pH выделяется осадок Fe(OH)₃, и наблюдается его флотоэкстракция. Для ионов Co(II), Zn(II), Ni(II) с ДАГ также наблюдается образование третьих фаз при pH = 6,5–11,0, что связано выделением их гидроксидов, поэтому извлечение этих ионов при высоких значениях pH достигается в основном за счет флотоэкстракции. С дальнейшим ростом концентрации аммиака происходит снижение экстрагируемости всех цветных металлов из-за конкурентной реакции образования их аммиакатов.

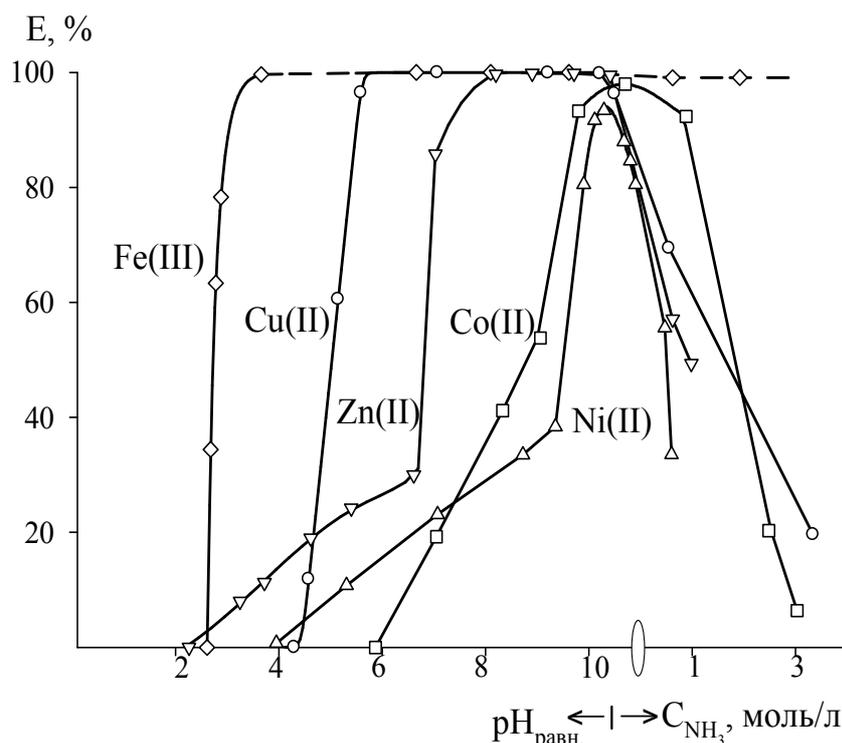


Рисунок 1 – Зависимость степени извлечения ионов металлов (E %) с ДАГ от значений $pH_{равн}$ и концентрации NH_3
 $C_{ДАГ} = 5,0 \cdot 10^{-2}$ моль/л в керосине; $V_в : V_o = 5:1$; $C_{M(II, III)} = 2,5 \cdot 10^{-2}$ моль/л; $\tau = 5$ мин

За счет регулирования pH с ДАГ возможно разделение пар элементов Cu-Zn, Cu-Co, Cu-Ni, Zn-Ni (рисунок 1). На экстракцию цветных металлов не влияет избыточное содержание ионов Ca^{2+} и Mg^{2+} , поэтому ДАГ может быть пригоден для очистки сточных вод от ионов цветных металлов, например, меди с помощью флотации или флотоэкстракции.

Работа выполнена в рамках комплексной программы УрО РАН № 18-3-3-24.

Список литературы

1. Радушев А.В., Чеканова Л.Г., Байгачева Е.В., Топаев Г.Д., Комаровский В.Л., Черемисин С.В. Поиск потенциальных собирателей среди гидразидов для флотации уральских медно-никелевых руд // Обогащение руд. – 2010. – № 2. – С. 25-27.
2. Тимошенко Л.И., Чеканова Л.Г., Маркосян С.М., Байгачева Е.В. Реагенты класса гидразидов для флотационного обогащения вкрапленных медно-никелевых руд // Химическая технология. – 2014. – № 8. – С. 488-492.
3. Чеканова Л.Г., Байгачева Е.В., Радушев А.В., Батуева Т.Д. N',N'-Диалкилгидразиды как потенциальные реагенты для ионной флотации // Химическая технология. – 2008. – Т. 9. – № 9. – С. 476-480.
4. Чеканова Л.Г., Ельчищева Ю.Б., Щербань М.Г., Радушев А.В., Байгачева Е.В. Несимметричные 1,2-диацилгидразины как реагенты для ионной флотации // Изв. Вузов. Цветная металлургия. – 2010. – № 1. – С. 14-17.
5. Радушев А.В., Чеканова Л.Г., Гусев В.Ю., Батуева Т.Д., Насртдинова Т.Ю. Диалкилгидразиды, диацилгидразины и диметилалкилгидразиниевые соли. Получение, свойства и применение в процессах концентрирования металлов. – Екатеринбург: Уральский центр академического обслуживания, 2011. – 206 с.

6. Radushev A.V., Batueva T.D., Kataev A.V. Versatic Functional Tret-Carboxylic Acids as Metal Extractive Agents // Separation science and technology. – 2015. – V. 50. Is. 4. – P. 512-519.

7. Keenan M.J. Carboxylicacids, trialkylaceticacids / KeenanM.J., KrevalisM.A. // Kirk-Othmer Encyclopedia of Chemical Technology. New York. J. Wiley. – 1991-1998. – № 27. – P. 192-206.

УДК 555.497.622.765.06

ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ АУРОСТИБНИТА AuSb₂ С СУЛЬФИДРИЛЬНЫМИ РЕАГЕНТАМИ НА ОСНОВЕ МОЛЕКУЛЯРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Соложенкин П.М.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика
Н.В. Мельникова РАН, г. Москва, Россия

Олимпиадинское месторождение является наиболее значимым среди комплексных сурьмосодержащих объектов России, так как в нем сосредоточено более 80 % запасов сурьмы категории С2 и более 40 % российских запасов в целом. Наряду с основным минералом в рудах, антимонитом, имеют большое значение минералы сплавов золота с Sb, технологические свойства которых практически не изучены.

AuSb₂ преобладает в сурьмяных рудах и распространен в рядовых, что серьезно усложняет процесс извлечения золота, а также обуславливает потери полезного компонента, поскольку Au и Sb связаны генетически [1-2].

В статье демонстрируется дальнейшее развитие эффективности компьютерной технологии и химических программ для выбора и изучения собирателей при флотации благородных металлов и минералов.

Использовали прогноз оценки активности собирателя (ПОАС) – взаимодействия собирателя с кластером минерала – в виде разницы общей энергии комплекса и суммы энергии кластера и энергии собирателя, определяемый по выражению:

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

Чем меньше величина ПОАС, тем более предпочтительно взаимодействие созданного собирателя с кластером минерала. Важно определять эту величину для различных исследуемых органических соединений.

На рисунке 1 показаны модели аурастибнита AuSb₂ и его модели, активированные свинцом.

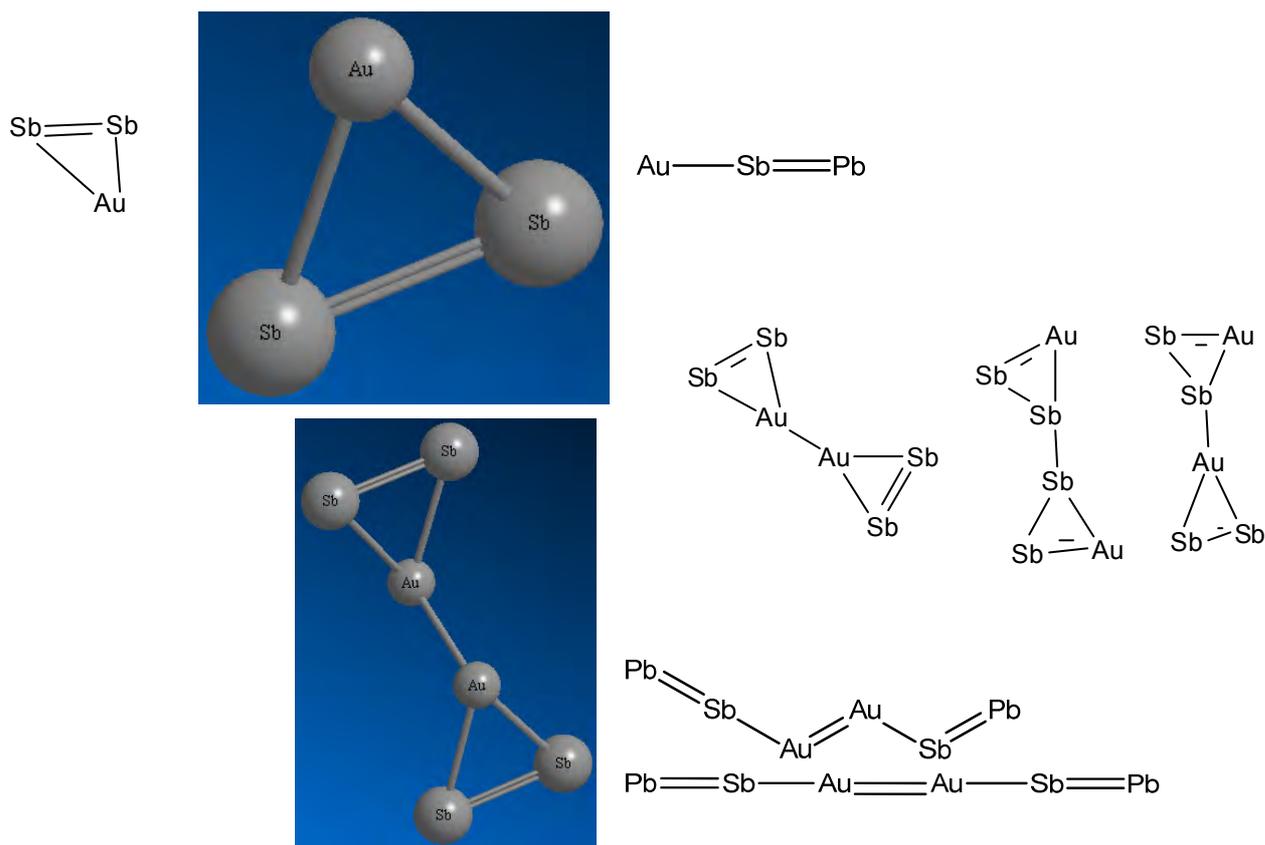


Рисунок 1 – Модели ауристибита AuSb_2 и его модели, активированные свинцом

Формальная степень окисления золота в AuSb_2 редкая и равна 2. Поэтому были созданы три возможных циклических модели типа Au_2Sb_4 , где традиционная степень окисления золота 3. По-видимому, в условиях флотации существование этих моделей возможно в различных количествах.

Для модели AuSb_2 характерна общая энергия -928.64358 эВ, теплота образования 379.64993 кДж/моль, ALPHA SOMO LUMO (эВ) -7.072-1.636 и BETA SOMO LUMO (эВ) -8.556-1.356.

Для AuSb_2 характерны заряды: Sb -0.036536, Sb -0.036667, Au 0.073203, ϵ и диполь 1.803 Дебая. При флотации Au-Sb руд применяют в качестве активатора азотнокислый свинец. Поэтому были созданы модели минералов с замещением в них атомов сурьмы свинцом. Для AuSb_2 была получена модель AuSbPb . Для моделей типа Au_2Sb_4 были получены модели типа $\text{Pb}=\text{Sb}-\text{Au}=\text{Au}-\text{Sb}=\text{Pb}$.

При замещении золота, сурьмы свинцом моделей Au_2Sb_4 (молекулярный вес 881,0, элементный анализ Au 44,72 %, Sb 55,28 %) образуются цепочные соединения с различным сочетанием атомов сурьмы и золота. Количество этих соединений в пульпе пока трудно предсказать.

Для AuSbPb характерна общая энергия -894.25735 эВ, теплота образования 688.92904 кДж/моль, HOMO LUMO (эВ) -6.801-2.832.

Заряды для AuSbPb составляют: Sb 0.111009, Pb 0.003686, Au -0.114695, e и диполь 0.814 Дебая.

Для циклической модели Sb₂AuAuSb₂ общая энергия -1859.04077, теплота образования 590.10237 кДж/моль, НОМО LUMO (эВ) -8.035-2.522.

Для PbSbAuAuSbPb общая энергия -1791.92823, теплота образования -1048.50262 кДж/моль, НОМО LUMO (эВ) -6.846-2.014. Были рассчитаны абсолютная жесткость, электроотрицательность и степень переноса заряда для ауростибнита, которые не приводятся в статье.

На рисунке 2 показан процесс докинг-закрепления диэтилдитиокарбамата (ДЭДТК) и бутилового ксантогената (БутКх) на AuSb₂, Sb₂Au₂Sb₂ и на модели активированного свинцом ауростибнита PbSbAuAuSbPb.

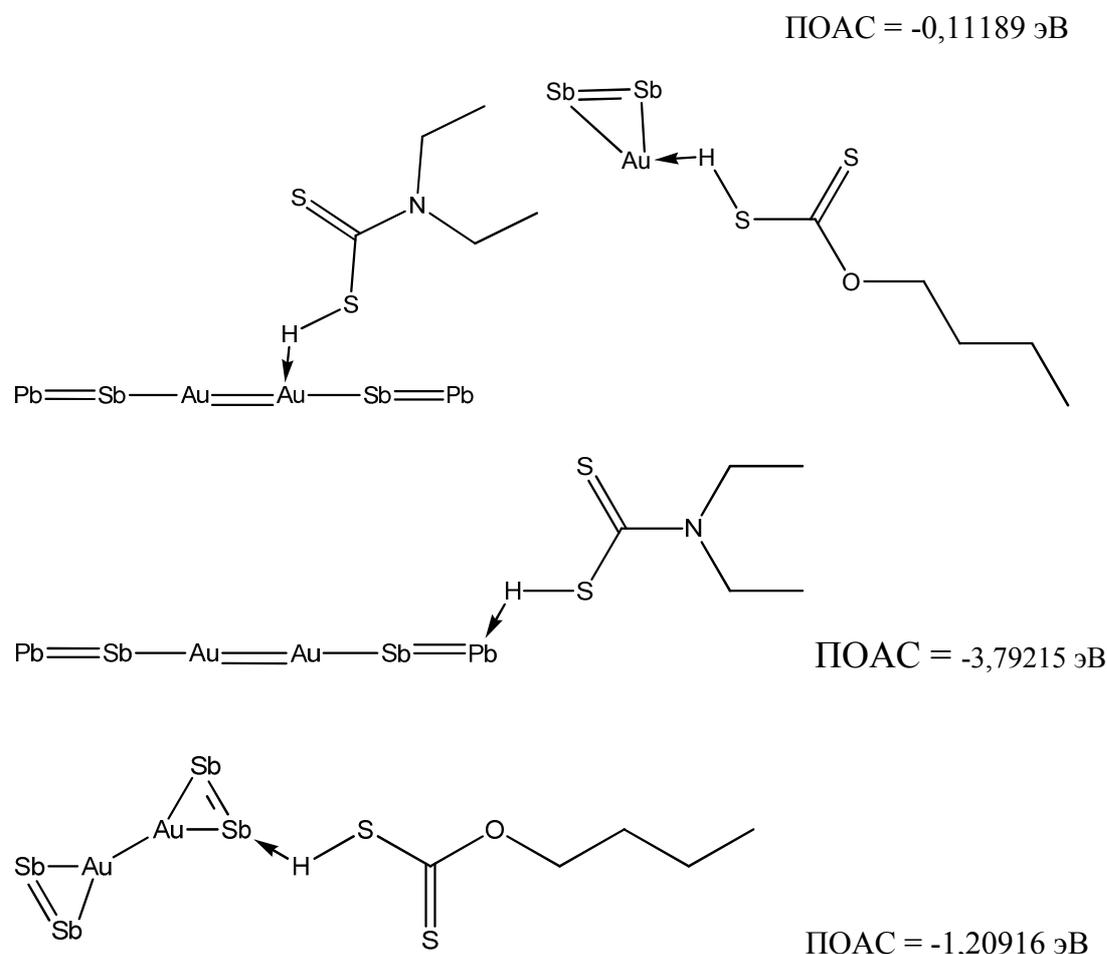


Рисунок 2 – Закрепление диэтилдитиокарбамата и бутилового ксантогената на моделях ауростибнита

Для модели AuSb₂StrБутилКх ПОАС равен -0,11189 эВ, для активированной свинцом модели типа AuSbPbStrБутилКх ПОАС равен -0,37608 эВ, т. е эти величины довольно большие.

ПОАС ДЭДТК, прикрепленного к Pb-Sb-Au-Au-Sb-Pb, составил -3,79215 эВ, а в этом случае ПОАС БутилКх -1,20916 эВ, что указывает на закрепление собирателей на ауростибните. Активация ауростиб-

нита свинцом способствует снижению ПОАС, что положительно должно сказаться на флотации минерала.

Были прикреплены собиратели к атому свинца активированных моделей ауристибнита. Установлено, что у $Pb_2Sb_2Au_2Str$ БутилКхН ПОАС равен -3,29582 эВ; у Au_2Sb_4Str БутилКхН ПОАС составил -1,20916 эВ; у $Pb_2Sb_2Au_2Str$ диэтилдителиокарбамат ПОАС -3,79215 эВ; у $Pb_2Sb_2Au_2Str$ БутилКхН (к левому Pb) ПОАС -3,71864 эВ. По величине ПОАС можно утверждать, что собиратели являются перспективными для флотации минерала.

Для $Pb_2Sb_2Au_2Str$ дибутиламиноэтилксантогенат $(C_4H_9)_2NCH_2CH_2OCSSNa$ ПОАС -1,44019 эВ, а для $Pb_2Sb_2Au_2(C_4H_9N)_2CH_2CH_2P(S)SH$ характерна наименьшая величина ПОАС, равная -5,21165 эВ.

На рисунке 3 показаны комплексы золота (I, III) с вторичным (sec) дибутилдителиофосфатом.

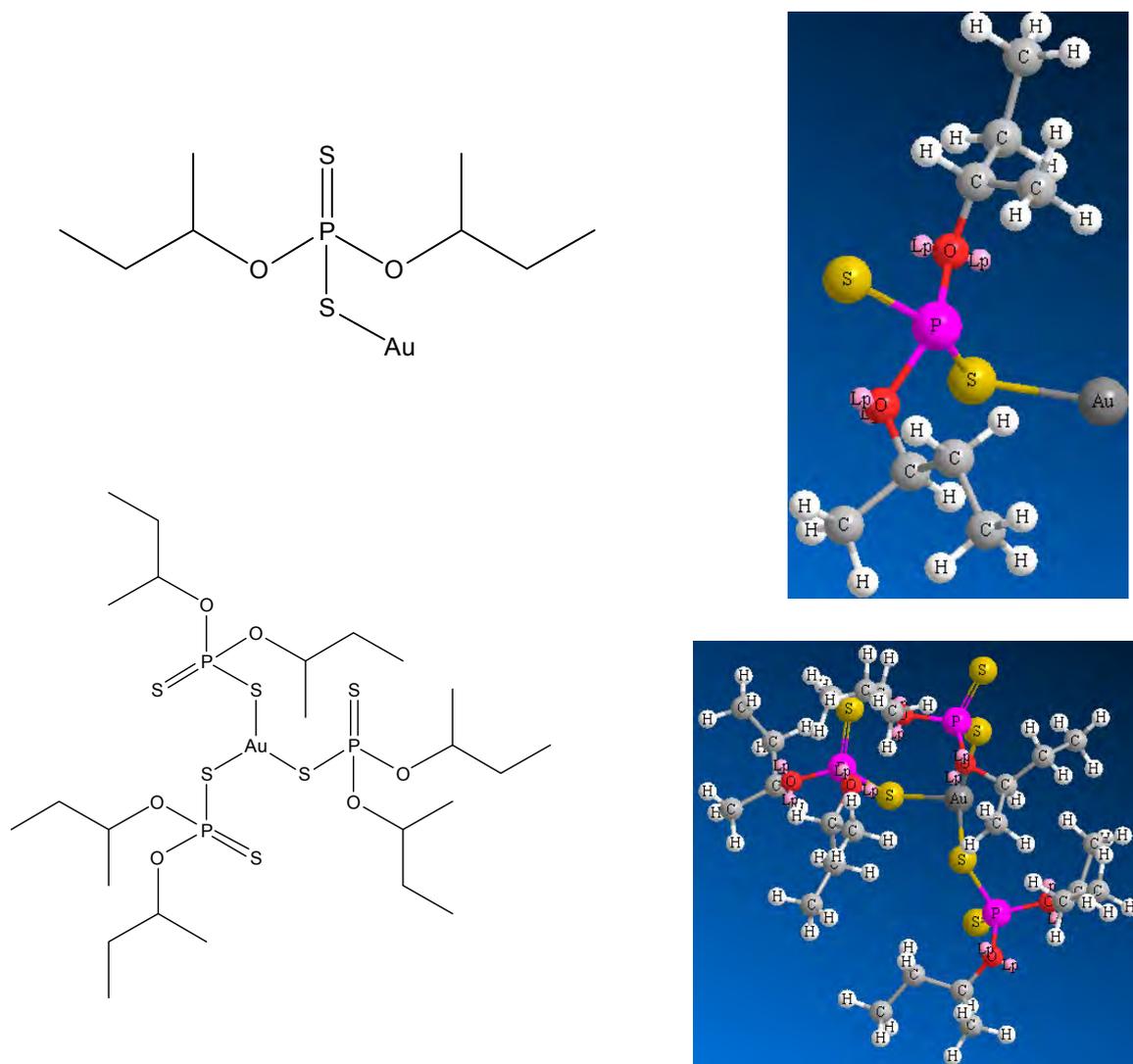


Рисунок 3 – Комплексы золота (I, III) с вторичным дибутилдителиофосфатом

Изучены смеси Au с двумя компонентами собирателей (диэтилдитиофосфата и вторичного (sec) дибутилдитиофосфата), ПОАС -5,13521 эВ, а также Au с тремя компонентами собирателей (диэтилдитиофосфата, вторичного (sec) дибутилдитиофосфата и бутилового Кх), ПОАС -6,081775 эВ.

Установлено, что величина ПОАС комплекса золота в степени три значительно ниже, чем в степени один. Например, для AuPri(sec) дибутилдитиофосфата ПОАС -3,586735 эВ, а для Au(III)Pri(sec) дибутилдитиофосфата)3 ПОАС -5,861965 эВ.

В таблице 1 представлены расчеты ПОАС для комплексов атомов золота с собирателями типа: вторичного (sec) дибутилдитиофосфата, бутилового ксантогената (БутилКхН), диэтилдитиокарбамата, прикрепленных к кластеру AuSb₂ и PbSbAuAuSbPb.

Таблица 1 – Расчеты ПОАС для комплексов атомов золота с собирателями

Энергия (1)	Комплекс (2)	Минерал (3)	Собиратель (4)	Сумма 4 Σ (3+4)	ПОАС, эВ ΔE=(2)- -(3+4)
Sb ₂ AuStr(sec) дибутилдитиофосфат					
α SOMO LUMO (эВ) -6.274-1.116 β SOMO LUMO (эВ) -7.976-1.115	-3291.76595	-928.64358	-2362.55631	3291,19989	-0,56606
Sb ₂ AuStr БутилКхН					
α SOMO LUMO (эВ) -6.628 -1.629 β SOMO LUMO (эВ) -8.257 -1.626	-2326.56585	-928.64358	-1397,73270	2326,37628	-0,18957
Sb ₂ AuStrдиэтилдитиокарбамат					
α SOMO LUMO (эВ) -6.837-1.398 β SOMO LUMO (эВ) -8.335-1.123	-2231.17080	-928.64358	-1302.02669	2230,67027	-0,50053
Pb ₂ Sb ₂ AuAuStrБутилКхН					
	-3193.09587	-1791.95505	-1397,73270	3189,68775	-3,40812
Pb ₂ Sb ₂ AuAuStrдиэтилдитиокарбамат					
	-3098.49895	-1791.95505	-1302.02669	3093,98174	-4,50721
Pb ₂ Sb ₂ AuAuStr(sec) дибутилдитиофосфат					
	-4157.46844	-1791.95505	-2362.55631	4154,51136	-2,95708

Только для AuSb₂ обнаружена SOMO (second occupied molecular orbital), которая указывает на возможность электронов золота переходить на лиганды, а не наоборот. Минимальные значения ПОАС наблюдаются для моделей Sb₂AuAuSb₂, активированных свинцом. Для флотации ауристибнита рекомендуются следующие реагенты: диэтилдитиокарбамат натрия, (sec) дибутилдитиофосфат натрия и (C₄H₉N)₂CH₂CH₂P(S)SH.

ВЫВОДЫ

Созданы активированные комплексы и модели сплавов золота с Sb с последовательным замещением Sb, Au атомов свинцом.

На Au, AuSb₂ были закреплены (присоединены) сульфгидрильные собиратели и их смеси. Оценен прогноз оценки активности сульфгидрильных собирателей. Высказано предположение, что по сумме величин ПОАС исследуемые собиратели закрепляются на AuSb₂.

Список литературы

1. Совмен В.К., Гусков В.Н., Белый Ф.В., Кузина З.П., Дроздов С.В. др. Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера. Новосибирск: Наука. 2007. – 144 с.
2. Review of Gold Extraction from ores. Min. Eng. Vol. 7, #10, pp. 1213-1241.

УДК 628.543:541

ИЗУЧЕНИЕ МЕХАНИЗМА ДЕЙСТВИЯ РЕАГЕНТА «ГлиПЕТ» ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛИКАТИОННЫХ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД МЕТОДОМ ИОННОЙ ФЛОТАЦИИ

Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Мишурина О.А., Муллина Э.Р., Вафин В.Р.
ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия

Потенциальные возможности и практика переработки техногенных водных ресурсов свидетельствуют об эффективности и экономической целесообразности получения металлопродуктов, качество которых будет сопоставимо с качеством природного сырья.

В работе в качестве объекта исследований рассматривали техногенные водные образования, формирующиеся на территории горных предприятий Уральского региона, занимающихся разработкой и переработкой медноколчеданных месторождений.

Рассматриваемые гидротехногенные образования характеризуются значительным содержанием в них черных и цветных металлов, таких как: медь (до 734 мг/дм³), цинк (до 970 мг/дм³), железо (до 1350 мг/дм³), марганец (до 412 мг/дм³) [2, 6]. Отмечено, что кислые сточные воды медно-колчеданных месторождений отличаются поликатионностью состава, различным фазовым состоянием, токсичностью соединений, соотношением и концентрацией загрязняющих примесей, поэтому произвести селективное выделение металлов и повысить эффективность процесса переработки и очистки техногенных вод возможно только при условии использования селективных реагентов и высокоэффективных методов разделения водных систем.

Флотационные способы комплексной переработки полиионных растворов в настоящее время наиболее перспективны. Методы флотации в настоящее время получили наиболее широкое распространение в процессах концентрирования и разделения водных систем. При этом следует отметить, что процесс флотации можно проводить как с использованием реагентов, так и без добавления различных химических веществ. Широкое использование данного способа обусловлено как достаточно высоким эффектом переработки техногенных вод, так и простым аппаратурным оформлением [4-6].

Усовершенствовать процесс флотационного извлечения ионов металлов из высокоминерализованных техногенных гидроресурсов можно за счёт эффективного управления флотационным процессом, а именно путем направленного подбора флотореагентов – комплексообразователей, способных к образованию прочных, конформационноустойчивых и энергетически выгодных флотационных систем «Met-агент–пузырёк» [4].

Цель работы заключалась в исследовании закономерностей и механизма действия реагента ГлиПЕТ в условиях переработки поликатионных растворов методом ионной флотации.

Для изучения закономерностей и механизма действия реагента применяли синхронный термический анализ с использованием совмещенного термического анализатора марки Netzsch STA 449 F3 Jupiter, а также качественный химический и пробирный анализы.

Реагент ГлиПЕТ был синтезирован в процессе глицеролиза полиэтилентерефталата. При деструкции в глицерине полиэтилентерефталат подвергается алкоголизу с образованием ряда соединений, содержащих нуклеофильные реакционные центры, такие как группы –ОН, –С(О)О-, и С(О)ОН, а также ароматические структуры, наличие которых установлено методом ИК-Фурье–спектроскопии.

Анализ литературных данных показал, что существует два возможных механизма процесса ионной флотации [1-3]:

1. Концентрирование коллигенда на всплывающих пузырьках происходит на ионно-молекулярном уровне. Нерастворимость сублата проявляется только на поверхности пузырьков, и новая трехмерная фаза образуется при разрушении пены.

2. Сублат образует новую фазу в объеме раствора, частицы которой затем извлекаются всплывающими пузырьками.

Наиболее вероятным и достаточно обоснованным механизмом протекания ионной флотации считается первый механизм [1, 2]. Образование сублата и его последующая адсорбция на пузырьках происходит как в объеме раствора, так и на самой поверхности пузырьков за счет первоначальной адсорбции собирателя, который затем взаимодействует с коллигендом. Собирателем является высокоповерхностно-активное полярно-аполярное вещество, которое электростатическими силами своей полярной группы притягивает коллигенд к поверхности пузырьков, образует с ним либо координационное или лю-

бое другое поверхностно-активное соединение. Сублат, возникающий в результате взаимодействия собирателя и коллигенда, представляет собой ионно-молекулярный аналог минеральной частицы, покрытый собирателем.

Так как эффективность ионной флотации зависит от величины растворимости сублата ионов тяжелых, цветных металлов, то максимальное извлечение ионов из раствора может быть получено при соблюдении следующих условий:

- флотация протекает при рН растворов, в которых образующийся сублат является труднорастворимым осадком флотируемого металла;
- собиратель в растворе должен быть в количестве стехиометрически необходимым для образования осадка флотируемого металла.

Реакционные центры, входящие в состав реагента ГлиПЕТ, содержат функциональные группы, активно связывающие аквакатионы и аквагидрокомплексы сублатов Met в малорастворимые флотационные системы «сублат Met – агент» за счет специфических и неспецифических взаимодействий. Высокая устойчивость комплексов является следствием экранирования ионов металлов окружающими атомными группировками лигандов. Глицерин, находящийся в составе смеси, способствует образованию тонкодисперсных гидрофобных дисперсий малой плотности, характеризующихся большой и развитой площадью поверхности. В этом случае процесс концентрирования формирующихся сублатов металлов на всплывающих пузырьках происходит на ионно-молекулярном уровне.

Одновременно с собирательными свойствами, разработанный реагент проявляет и пенообразующие свойства. Данные свойства реагента обусловлены наличием в его составе алкокси- и гидроксигрупп, которые, адсорбируясь на границе раздела вода–воздух, ориентируются в водную фазу. Взаимодействуя с данными полярными группами, диполи воды гидратируют их, способствуя тем самым упрочению поверхностного адсорбционного слоя пузырька воздуха. Глицерин, в свою очередь, обладая высокой вязкостью, концентрируется на поверхности вода-воздух, локально повышая вязкость и, следовательно, устойчивость пены.

В работе исследования флотационной активности реагента ГлиПЕТ проводились на модельных растворах, содержащих: меди 250 мг/дм^3 , цинка 170 мг/дм^3 , железа 220 мг/дм^3 , никеля 2 мг/дм^3 и свинца $0,5 \text{ мг/дм}^3$. Синтезируемый реагент подавали в камеру флотационной машины в количестве $0,2\text{--}0,4 \text{ л/м}^3$ и далее проводили процесс ионной флотации при рН 10–11 в течение 5 минут.

На основании полученных результатов исследований было установлено, что при использовании реагента ГлиПЕТ показатели извлечения ионов металлов в исследуемых водных системах варьируются в интервале от 98,5 до 99,99 %. Кроме того, применение реагента ГлиПЕТ для флотационной очистки минерализованных промышленных вод горных предприятий экологически безопасно и технологически доступно в реализации.

Очищенную воду от металлокатионов Cu, Zn, Fe, Ni, Pb рекомендуется использовать для оборотного водоснабжения на горно-обогатительных предприятиях.

Список литературы

1. Гольман А.М. Ионная флотация. М.: Недра, 1982. 144 с.
2. Воронин Н.Н. Развитие теории и практики использования флотационных процессов извлечения растворенных веществ в гидрометаллургии и очистке сточных вод: автореф. дис. ... докт. техн. наук. СПб: С-Петербург. горн. ин-т им. Г.В. Плеханова (техн. ун-т). 1994. 47 с.
3. Медяник Н.Л. Теоретическое обоснование и разработка ресурсо-воспроизводящих технологий комплексной переработки техногенных вод медно-цинковых горных предприятий: автореф. дис. ... докт. техн. наук. Москва: РАН ин-т проблем комплексного освоения недр, 2012. 41 с.
4. Чантурия В.А., Медяник Н.Л., Шадрунова И.В. Изыскание перспективных реагентов для флотационного извлечения ионов цинка и меди (II) из рудничных и сточных вод // Цветные металлы. 2011. № 6. С. 16-20.
5. Мишурина, О.А. Технология электрофлотационного извлечения марганца в комплексной переработке гидротехногенных георесурсов медноколчеданных месторождений: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Мишурина Ольга Алексеевна. Магнитогорск, 2010. – 153 с.
6. Pearson R.G. Chemical hardness and density functional theory // J. Chem. Ski. 2005. V. 117. № 5. P. 369-377.

УДК 622.793

**ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ ПО
ИОННОМУ СОСТАВУ ДЛЯ СТАБИЛИЗАЦИИ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА НА НИКОЛАЕВСКОЙ
ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ (РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН)**

Церулиев Е.Д., Бобракова А.А.

АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Россия

По обращению заказчика в лице ТОО «Корпорация Казахмыс» компанией СП ЗАО «ИВС» были проведены исследования, в ходе которых получило подтверждение отрицательного влияния применяемой в технологическом процессе оборотной воды с высоким остаточным содержанием вредных примесей на технологические показатели обогащения Николаевской обогатительной фабрики (НОФ).

Анализ химического состава оборотной воды НОФ, поступающей в технологический процесс, показал высокую щелочность (рН более 12) и повышенное содержание свободного СаО от 560 до 750 мг/л. В холодный период времени года содержание свободного СаО значительно возрастает, достигая 1100 мг/л.

Оборотная вода с высоким уровнем свободного СаО приводит к нарушению селективного процесса обогащения руд и снижению качественных показателей.

Исследования показали, что при содержании свободного СаО в пределах 240÷260 мг/л достигаются наиболее высокие показатели флотации.

Дальнейшее снижение концентрации свободного СаО приводит к ухудшению процесса флотации – ухудшается селективность разделения (возрастает извлечение свинца в медный концентрат, возрастает извлечение цинка в свинцовый концентрат).

На основании исследований сделано заключение о целесообразности использования модифицированной оборотной воды (св. СаО 260 мг/л). Цель подготовки (модификации) оборотной воды – снижение концентрации свободного СаО и формирование оптимального ионного состава. В качестве модификатора применена серная кислота.

При добавлении серной кислоты в отвальные хвосты (с высокой щелочностью - $pH \approx 12$) происходят реакции нейтрализации. Контроль дозирования серной кислоты осуществляется по остаточной концентрации свободного СаО.

Серная кислота добавляется в специальное устройство перемешивания реагентов (СУПР-РИФ). Далее пульпа перекачивается на насосную станцию ПНС № 2 и в хвостохранилище. Осветленная (модифицированная) вода из хвостохранилища закачивается в резервуар оборотной воды ОФ, откуда направляется в технологический процесс.

Рабочий проект кондиционирования оборотной технологической воды Николаевской обогатительной фабрики предусматривает интеграцию вновь устанавливаемых локальных систем управления и визуализации в существующую многоуровневую автоматизированную систему управления технологическим процессом (АСУТП).

В состав существующей АСУТП были интегрированы следующие вновь устанавливаемые локальные системы управления и контуры регулирования, контроля:

- автоматизированные станции контроля и регулирования физико-химических свойств жидкой фазы пульпы и оборотной воды;
- узел контроля и учета расхода отвальных хвостов;
- автоматический дозатор серной кислоты;
- управляющий программно-технический комплекс.

Заложенные технические решения в проекте технологии подготовки оборотной воды с определением оптимальных значений по ионному составу для стабилизации технологического процесса на Николаевской обогатительной фабрике предусматривают возможность реализации следующих функций:

- программно-аппаратная реализация устанавливаемого реагентного режима;

- управление дозатором кислоты;
- возможность введения корректировок как с местной панели управления, так и с АРМ оператора (диспетчера);
- программная смена подачи кислоты при смене состава оборотной воды или переработки фабрики;
- накопление информации о процессе дозирования кислоты, состояния оборотной воды и ведение системного журнала.

АСУ данного комплекса (кондиционирования оборотной воды) выполняет функции мониторинга и кондиционирования жидкой фазы хвостов обогащения и оборотной воды, возвращающейся на обогатительную фабрику из хвостохранилища. Мониторинг осуществляется по следующим параметрам: остаточная концентрация СаО, уровень рН, электрическая проводимость, электрохимический потенциал, температура.

Кроме этого важной функцией комплекса является осуществление модификации (нейтрализации) жидкой фазы посредством добавления определенного количества концентрированной серной кислоты.

АСУ позволяет производить процесс модификации оборотной воды, основанный на реакции нейтрализации, в одном из трёх автоматических режимов:

- поддержание заданного расхода кислоты (л/ч);
- обеспечение подачи кислоты согласно заданного значения удельного расхода кислоты (л/м³ отвальных хвостов) пропорционально текущей объёмной производительности НОФ по отвальным хвостам;
- подача кислоты согласно заданного значения уровня остаточной концентрации СаО (в мг/л), либо уровня рН (д.ед.) отвальных хвостов на выходе ОФ (ПНС 1, либо ПНС 2).

Автоматический дозатор кислоты с запорно-регулирующей арматурой обеспечивает соблюдение заданного расхода кислоты, подаваемой из напорного бака в специальное устройство перемешивания реагентов с пульпой СУПР-РИФ.

Реализация технологического решения по кондиционированию решена путем устройства блоков, в т.ч.:

Устройство перемешивания реагентов с пульпой СУПР-РИФ

Специальное устройство перемешивания реагентов с пульпой в износостойком исполнении СУПР-РИФ включает узел контроля объёмной производительности по отвальным хвостам, содержащий датчик уровня (FT7). Объёмный расход хвостов определяется косвенно по измеряемому уровню потока хвостов в устройстве перемешивания реагентов. Устройство расположено на хвостовом зумпфе ПНС 1. Питанием устройства перемешивания являются отвальные хвосты операций флотации, подаваемые по двум трубам Ду400 с общей производительностью 428 м³/ч.

Процесс модификации (нейтрализации) жидкой фазы хвостов осуществляется путём добавления в отвальные хвосты серной кислоты.

Автоматизированная станция контроля и регулирования физико-химических свойств жидкой фазы пульпы и оборотной воды

Станция размещена в помещении экспресс-лаборатории. Для анализа используется часть пробы, отобранной пробоотборником на хвостовом зумпфе пульпо-насосной станции ПНС 1. Периодичность проведения анализа зависит от периодичности отбора проб для ОТК.

Автоматизированная станция контроля и регулирования физико-химических свойств жидкой фазы пульпы и оборотной воды

Автоматизированная станция контроля (поз. 6-АК-2) отслеживает свойства оборотной модифицированной воды, поступающей на ОФ в технологический процесс. Проба для контроля берется из емкости оборотной модифицированной воды (отбор осуществляется из напорной трубы Ду325 в отделении измельчения главного корпуса фабрики).

Управляющий программно-технический комплекс «ИОН-1»

Управляющий программно-технический комплекс «ИОН-1» включает в себя НМІ-панель (человеко-машинный интерфейс), программное обеспечение и средства связи с АСУТП предприятия.

Для автоматизации труда оператора-технолога предусмотрена установка автоматизированного рабочего места (АРМ) оператора, входящего в состав программного-технического комплекса.

Программно-технический комплекс с АРМ представляет собой электротехнический шкаф с контроллером, размерами 500x500x300 мм, на лицевую сторону которого установлена многофункциональная панель оператора с 7" цветным графическим дисплеем с сенсорным управлением. На панели АРМ отображается мнемосхема с основными параметрами протекающего технологического водоподготовки, а также параметры контролируемого оборудования. С помощью панели возможен не только контроль, но и задание установок и режимов для контуров автоматического управления, возможно ручное управление

АРМ устанавливается в операторской дозировочной площадке главного корпуса. Подключение к системам управления происходит посредством промышленной сети Ethernet.

Узел контроля объёмного расхода отвальных хвостов

Размещен в районе хвостового зумпфа пульпо-насосной станции ПНС № 1. Для контроля объёмного расхода использован датчик расхода хвостов FT7 (ультразвуковой датчик уровня), расположенный в устройстве перемешивания реагентов с пульпой СУПР-РИФ.

Автоматизированная станция контроля и регулирования физико-химических свойств жидкой фазы пульпы и оборотной воды

Автоматизированная станция контроля размещена на хвостовом зумпфе пульпо-насосной станции. Станция отслеживает свойства оборотной модифицированной воды, поступающей с ОФ в пруд хвостохрани-

лица. Проба для контроля берется из зумпфа с помощью вакуумного пробоотборника (эжектора).

Внедрение предложенного технического решения позволило обеспечить повышение технологических показателей, стабилизацию технологического процесса.

УДК 622.7:519.711.2

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ АГРЕГИРОВАНИЯ И РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ТОНКИХ ЧАСТИЦ ПРИ ОЧИСТКЕ ШАХТНЫХ ВОД В КОЛОННОЙ ФЛОТАЦИОННОЙ МАШИНЕ¹

Бирюков В.В., Никитин Р.М., Скороходов В.В.
ФГБУН Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Россия

В результате работы предприятий горнопромышленного комплекса в природные водоемы сбрасываются большие объемы шахтных вод, что влечет увеличение экологической нагрузки на природную среду и штрафные санкции, налагаемые на предприятия. Очистка шахтных вод предполагает достижение требований к ее составу для повторного использования и необходимых значений ПДК при их сбросе в открытые водоемы [1].

В шахтных водах присутствуют тонкодисперсные вещества, представленные минеральной фазой и растворенными химическими соединениями, находящимися в катионной и анионной формах.

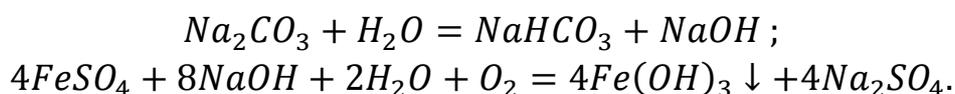
К основным способам очистки шахтных вод относится удаление взвешенных веществ путем осаждения в отстойниках, площадь которых рассчитывается от времени осаждения и объемов очищаемой воды, и достигает катастрофических величин. Использование при очистке шахтных вод фильтров из синтетических и природных материалов ограничено объемами шахтных вод и производительностью предприятия. Кроме того, при сорбционных способах очистки образуются большие объемы отходов, подлежащих утилизации.

В ГоИ КНЦ РАН разработана технология очистки промышленных сточных вод, основанная на синергетическом эффекте при концентрировании загрязнений в многофазной среде со сформированными поверхностными свойствами фаз, и включающая коагуляцию, сорбцию и флотацию в активированных водных дисперсиях воздуха (АВДВ) [2, 3]. К достоинствам технологии можно отнести исключение предварительного осаждения взвешенных веществ и скоагулированных растворенных примесей и сокращение объемов отходов. Эффективность технологии определяется

¹ Работа выполнена в рамках Соглашения с Российским научным фондом № 14-17-00761

выбором благоприятных условий коагуляции загрязняющих примесей с помощью коагулянта, неспособного накапливаться в очищаемой воде, и гидродинамических режимов флотации флокул, способствующих выделению флокул в пенный продукт. Очистка шахтных вод флотацией предполагает этапы образования сорбирующих коллоидных частиц в результате реакции реагентов, адсорбции растворенных примесей из воды на поверхность образующихся коллоидных частиц, коагуляции коллоидных частиц с образованием хлопьев, выделения хлопьев коагулянта с адсорбированными примесями из воды флотацией в АВДВ.

При использовании в качестве коагулянта железного купороса последовательные химические реакции между растворами реагентов приводящие к образованию дисперсной фазы, описываются уравнениями:



Математическое моделирование агрегирования тонких частиц отвечает этапам очистки и включает следующие математические модели:

1. Модель изменения концентраций реагентов:

– изменение концентраций реагентов при диссоциации натрия может быть выражено соотношениями [4, 5]:

$$\frac{dc_{Na_2CO_3}}{dt} = -k_1 c_{Na_2CO_3}, \quad \frac{dc_{NaOH}}{dt} = k_1 c_{Na_2CO_3};$$

– изменение концентраций реагентов в реакции образования гидроксида железа может быть выражено соотношениями:

$$\begin{aligned} \frac{dc_{FeSO_4}}{dt} &= -k_2 c_{FeSO_4} c_{NaOH}^2, \\ \frac{dc_{NaOH}}{dt} &= -2k_2 c_{FeSO_4} c_{NaOH}^2, \\ \frac{dc_{Fe(OH)_3}}{dt} &= 2k_2 c_{FeSO_4} c_{NaOH}^2, \end{aligned}$$

где t – время реакции, k – константа скорости реакции.

Тогда полная система уравнений концентраций реагентов:

$$\left\{ \begin{aligned} V \frac{dc_{FeSO_4}}{dt} &= v_{FeSO_4} (c_{FeSO_4}^{вход} - c_{FeSO_4}) + G_{FeSO_4} \\ \frac{dc_{Na_2CO_3}}{dt} &= v_{Na_2CO_3} (c_{Na_2CO_3}^{вход} - c_{Na_2CO_3}) + G_{Na_2CO_3} \\ \frac{dc_{NaOH}}{dt} &= G_{NaOH} \\ \frac{dc_{Fe(OH)_3}}{dt} &= G_{Fe(OH)_3} \end{aligned} \right. ,$$

где v – расходы реагентов, $c^{\text{вход}}$ – начальные концентрации, G – производо-
производительность источника реагента.

2. Модель изменения концентраций примесей:

$$\frac{d(Vc_i)}{dt} = v_i c_i^{\text{вход}} - v_i^{\text{выход}} c_i - G_i,$$

где $v_i^{\text{выход}}$ – объемный расход реагента на выходе из реакции; V – объем
реакции.

3. Модель адсорбции примесей поверхностью коллоидных частиц.

В соответствии с законом массоотдачи Шукарева А.Н. растворенные
примеси адсорбируются поверхностью хлопьев коагулянта с результиру-
ющим массопотоком G_i i -го компонента примеси. Тогда

$$G_i = \frac{dM_i}{dt} = \beta_i (c_i^{\text{пов}} - c_i^{\text{пред}}) dF,$$

где $c_i^{\text{пов}}$ и $c_i^{\text{пред}}$ – концентрации примеси на поверхности хлопьев коагу-
лянта и предельно возможная концентрация соответственно; β –
коэффициент массоотдачи.

4. Модель изменения размеров хлопьев коллоидных частиц с учетом гидродинамического режима реакции.

Модель может быть записана в виде безразмерного уравнения [6, 7]

$$\alpha = 1 - (1 - \alpha_0) \exp(-AG(t)H(t)),$$

где α – степень коагуляции; α_0 – доля осаждающейся некоагулированной
взвеси; t – время перемешивания.

$$A = \frac{4\pi}{3V_0},$$

где V_0 – характеристический объем осадка.

Функция роста коагулы задана уравнением

$$G(t) = k_r^3 t^3,$$

где k_r – кинетическая константа коагуляции (скорость роста объема ча-
стицы), зависящая от интенсивности перемешивания, температуры и дру-
гих технологических параметров, которая может быть представлена в виде
зависимости

$$k_r = k_{r0} \left(\underbrace{\exp\left(-\frac{\beta E_A}{\gamma RT + E_G}\right)}_a - \underbrace{\exp\left(-\frac{(1-\beta)E_A}{E_G}\right)}_b \right),$$

где E_A – энергия активации реакции агрегирования (слипания), E_G – энер-
гия гидродинамических флуктуаций жидкости, γRT – параметр, отражаю-
щий вклад броуновского движения в процесс слипания частиц при образо-

вании агрегата; β – параметр, отражающий несимметричность перехода малых частиц из объема на поверхность больших частиц и обратно.

Таким образом, первый член в уравнении a отражает интенсивность слипания частиц при образовании агрегатов, второй член b – интенсивность разрушения агрегатов гидродинамическими флуктуациями потока жидкости. Параметр k_{r0} в соответствии с теорией активных столкновений химической кинетики зависит от частоты столкновений частиц и линейно зависит от температуры и энергии гидродинамических флуктуаций жидкости. Процесс образования и разрушения коагуляционных агрегатов является несимметричным и определяется гидродинамикой флуктуирующего потока жидкости. При малых размерах агрегатов флуктуации потока в большей мере способствуют укрупнению агрегатов и, наоборот, при больших размерах агрегатов – их разрушению. Эту ситуацию отражает параметр β , являющийся функцией размера агрегатов. В качестве оценки β используется зависимость

$$\beta = \frac{\varphi t}{1 + \varphi t},$$

которая отражает увеличение размера агрегата во времени как элементарного акта реакции второго порядка с удельной скоростью реакции φ . При малых t размер агрегатов мал и $\beta \ll 1$, что оценивает энергию активации образования агрегатов как малую величину, а энергию активации разрушения агрегатов как большую величину. Уравнение для k_r отражает обратимость коагуляции: константа скорости коагуляции может принять отрицательное значение, что приведет к снижению степени коагуляции.

Математическое моделирование агрегирования тонких частиц является основой математического моделирования их распределения в рабочем объеме процесса очистки, и его результаты могут быть интерпретированы как условия однозначности дифференциальных уравнений неразрывности, сохранения импульса и энергии [8, 9, 10].

В работе рассмотрена возможность использования в технологии колонной флотомашины СЕТСО, оснащенной диспергаторами Sparjet (рисунок 1).

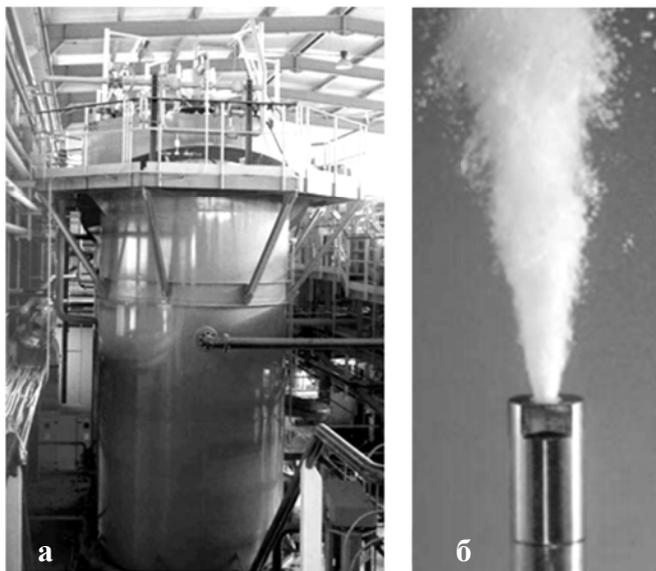


Рисунок 1: а) флотационная машина СЕТСО; б) диспергатор Sparjet
<http://coralina.ru/files/mining/9.pdf>

Вычислительный эксперимент был проведен на ПК с модификацией Intel(R) Core, 2.93 GHz, 8.00 ГБ, 64-ОС // Windows 7(max) в программе ANSYS Fluent (R 14,5). Распараллеливание задачи – 8 ядер. 3D проекция. Временная дискретизация $2e-2$ с–1 на 5 итераций. Конструктивные элементы камеры флотационной машины были прототипированы в сеточном генераторе Gambit. Емкость структурированной расчетной сетки конечных тетрагональных элементов модели 677398, при полном физическом объеме камеры 122,1 м³. В ходе эксперимента определялись потоки масс фаз через поверхности ввода питания и выходов камерного и пенного продуктов, а так же объемное распределение фаз в расчетной области.

Условия однозначности модели определены исходя из штатной производительности флотационной машины СЕТСО и примерного состава шахтных вод ООО "Ловозерский ГОК" (таблица 1).

Таблица 1 – Состав шахтных вод ООО «Ловозерский ГОК» (мг/л)

В.в.	С.ост.	SO ₄ ²⁻	NO ₂ ⁻	F ⁻	Fe _{общ}	Mn ²⁺	Cu ²⁺
38,6	87,4	2,34	Следы	9,6	0,13	0,0118	0,0022

В результате эксперимента получены поля скоростей и распределения концентраций фаз среды флотации (рисунок 2), что позволило выявить зоны образования турбулентных потоков, снижающих вероятность элементарных актов флотации, а также зоны низкой гидродинамической активности с пониженной концентрацией газовой фазы.

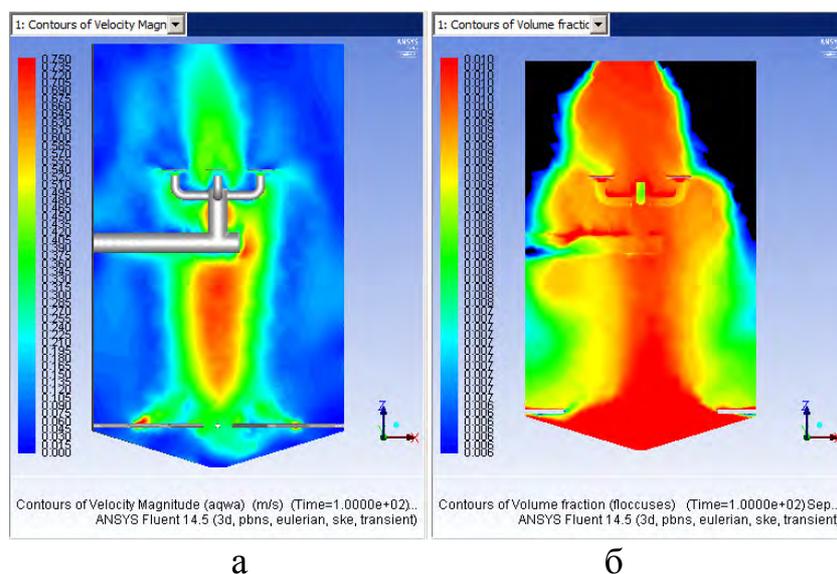


Рисунок 2:

а) поле скоростей среды флотации; б) распределение фазы примеси

Предложенная математическая модель эволюции флокул частиц, позволяет выявить закономерности, определяющие их крупность, время

жизни и кинетику. В ней производится массовый и стехиометрический анализ баланса химических реагентов и компонентов загрязняющих примесей. Модель позволяет произвести расчет процесса адсорбции компонентов загрязняющих примесей и выявить зависимость его характеристик от температуры среды, концентраций компонентов примесей и дисперсного состава образующегося коллоидного раствора. Применение аппарата вычислительной гидродинамики позволяет создавать математические модели, отображающие физические и физико-химические особенности процесса флотации. Полнота и степень проработки начальных и граничных условий определяют возможность валидации и верификации вычислительного эксперимента, способного отражать не только текущее состояние системы, но и ее прогнозные характеристики.

Список литературы

1. Скороходов В.Ф., Месяц С.П., Никитин Р.М. Очистка сточных вод горнорудных предприятий // IX Конгресс обогатителей стран СНГ (26-28 февраля 2013 г.) Сборник материалов, т. II. М.: МИСиС, 2013 г., С. 522-524.
2. Скороходов В.Ф., Месяц С.П., Никитин Р.М. Новая технология очистки промышленных сточных вод // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения 2013): Материалы Международного совещания. Томск, 16-19 сентября 2013 г., Издательство ТПУ, 2013 г., С. 455-456. № 12.
3. Степанникова А.С., Артемьева О.А. Повышение эффективности очистки сточных вод горнопромышленных предприятий от многокомпонентных примесей // В сборнике: Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых Материалы 13-ой Международной научной школы молодых ученых и специалистов. 2016 г., С. 296-299.
4. Машины и аппараты химических производств. Под редакцией И.И. Чернобыльского. Издание 3-е., переработанное. М.: Машиностроение, 1975 г., 416 с.
5. Кафаров В.В., Глебов М.Б. Математическое моделирование основных процессов химических производств: Учеб. пособие для вузов. М.: Высш. шк., 1991 г., 400 с.
6. Алексеева Л.П., Драгинский В.Л., Моисеев А.В. Механическое смешение реагентов с обрабатываемой водой. Журнал «Водоснабжение и санитарная техника», №3, 2001 г.
7. Абасов Т.А., Лысов В.А., Михайлов В.А. Особенности процессов смешения и хлопьеобразования при очистке воды на Кучинском водопроводе в Баку. В кн.: Проектирование и исследование систем водоснабжения и канализации, Р-н-Д., 1976 г., С. 30-34.
8. Ламб Г. Гидродинамика, М.Л.: ОГИЗ, гос. изд. техн-теор. лит, 1947 г., 928 с.
9. Рахматулин Х.А. Основы газодинамики взаимопроникающих движений сжимаемых сред // Прикладная математика и механика, 1956, т.20, № 2.
10. ANSYS Fluent “Theory Guide”, Release 12.1 ANSYS, Inc. 2009.

ПОЛУЧЕНИЕ ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Пелевин А.Е.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Одним из источников получения ильменитовых концентратов являются техногенные месторождения. На Урале к таким техногенным месторождениям можно отнести:

1. Текущие и лежалые хвосты обогащения и переработки титаномагнетитовых руд (Качканарский ГОК, ОАО «Святогор», Первоуральское РУ);
2. Лежалые хвосты Кусинской обогатительной фабрики (хвосты обогащения ильменит-титаномагнетитовой руды);
3. Лежалые хвосты предприятий по переработке золотосодержащих россыпей.

Наиболее перспективным сырьём для получения ильменитового концентрата являются лежалые хвосты Кусинской обогатительной фабрики. Кусинская обогатительная фабрика получала ильменитовый концентрат по магнитно-гравитационной схеме. Поэтому лежалые хвосты подготовлены по крупности и возможно осуществление их переработки по относительно простой схеме.

В таблице 1 приведены результаты обогащения лежалых хвостов Кусинской обогатительной фабрики по магнитно-электрической схеме.

Таблица 1 – Результаты обогащения лежалых хвостов Кусинской обогатительной фабрики по магнитно-электрической схеме

Продукт	Выход, %		Массовая доля TiO ₂ , %	Извлечение TiO ₂ к лежалым хвостам %
	к лежалым хвостам	к промпродукту СМС		
Концентрат № 1	2,6	15,1	49,97	64,91
Концентрат № 2	0,2	1,1	46,29	4,34
Суммарный концентрат	2,8	16,2	49,72	69,26
Хвосты	14,2	83,8	4,26	30,74
Промпродукт СМС	17,0	100,0	11,62	100,00

Схема переработки лежалых хвостов включала сухую магнитную сепарацию в слабом магнитном поле (для выделения титаномагнетита) и в сильном магнитном поле (для получения промпродукта СМС и отвальных хвостов). Опыты по предварительному обогащению лежалых хвостов с получением промпродукта СМС выполнили специалисты ООО «Магнетар» (Челябинская обл.). Выход промпродукта СМС составил 17 %.

Промпродукт СМС переработан с помощью электрического обогащения после предварительной сушки (нагрева). Электрическая сепарация выполнена на кафедре ОПИ УГГУ на барабанном коронно-электростатическом сепараторе с игольчатым коронирующим электродом КЭС-26/30. Напряжение, подаваемое на коронирующий электрод, составило 37-38 кВ. Использована схема с тремя последовательными операциями электрической сепарации (рисунок 1). В результате электрического обогащения получен концентрат № 1 с массовой долей TiO_2 равной 49,97 % при выходе к лежалым хвостам 2,6 %.

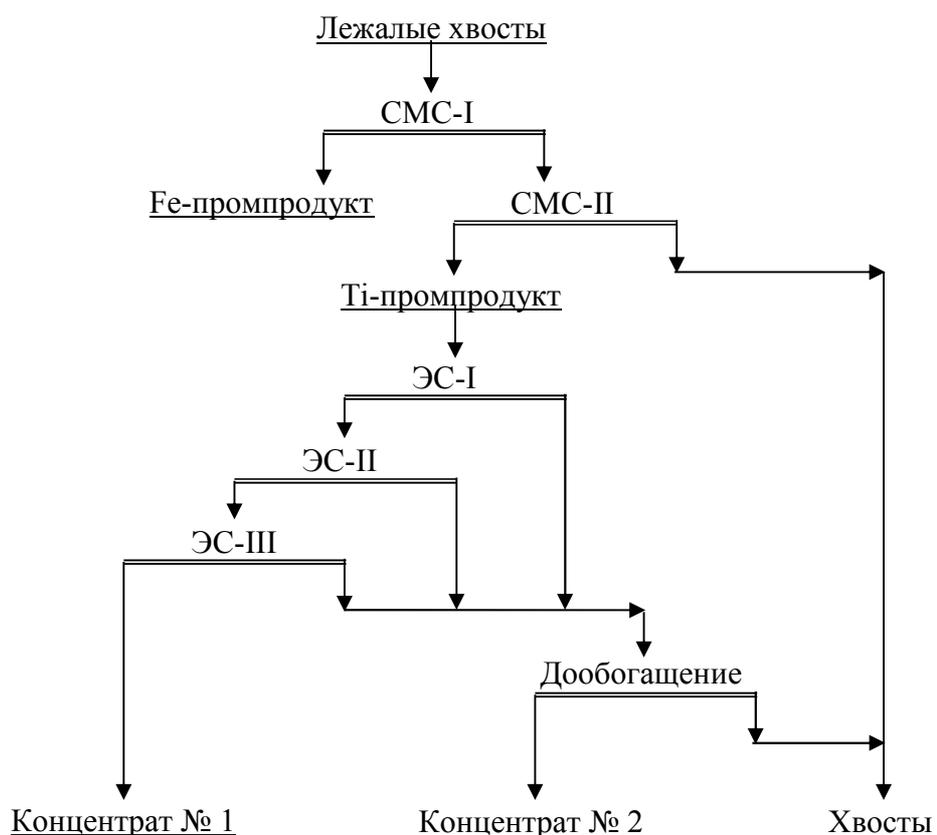


Рисунок 1 – Схема обогащения лежалых ильменитсодержащих хвостов

С целью повышения извлечения TiO_2 выполнено дополнительное обогащение хвостов электрического обогащения. В результате получен концентрат № 2 с массовой долей TiO_2 равной 46,29 % при выходе к лежалым хвостам 0,2 %.

Таким образом, в результате обогащения лежалых хвостов Кусинской обогатительной фабрики по магнитно-электрической схеме можно получить ильменитовый концентрат с массовой долей TiO_2 не ниже 48 % при выходе 2,6-2,8 % и извлечении 64-69 %.

Массовые доли вредных примесей в полученном концентрате составили: 0,14 % S; 0,08 % P; 0,56 % SiO_2 .

ПЕРЕРАБОТКА КОНЦЕНТРАТА СУРЬМЯНО-ОЛОВЯННОГО ВАКУУМНОЙ ДИСТИЛЛЯЦИЕЙ

Королев А.А., Тимофеев К.Л., Мальцев Г.И.
АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

Концентрат сурьмяно-оловянный (КСО) от переработки осадка контрольной фильтрации химико-металлургического цеха АО «Уралэлектромедь» имеет следующий химический состав, мас. %: 47,6 Sb; 46,8 Sn; 2,16 S; 0,033 Pb; 0,008 Zn; 0,46 As; 0,35 Fe; 0,044 Bi; 6,3 г/т Au; 438 г/т Ag; 1,33 H₂O. Учитывая наличие влаги в исходных образцах проведена предварительная сушка КСО с ловушкой для воды, охлаждаемой жидким азотом, при давлении 133–1333 Па и температуре 553–773 К в течение 3–8 ч. В опытах по дистилляции №№ 1–5, 11–18, 20, 21 использованы предварительно подготовленные образцы КСО; в №№ 6–9, 19 исходным материалом служили кубовые остатки №№ 5–8 и 18, соответственно; в № 10 исследования проводили с фракциями возгона-1 №№ 2–4; в № 22 исходный КСО перед возгонкой спекали при 1473 К для снижения механического пылеуноса с отходящими газами.

Схема отбора проб приведена на рисунке 1, параметры исследованных процессов вакуумной дистилляции полиметаллических сплавов и состав полученных продуктов представлены в таблицах 1, 2.

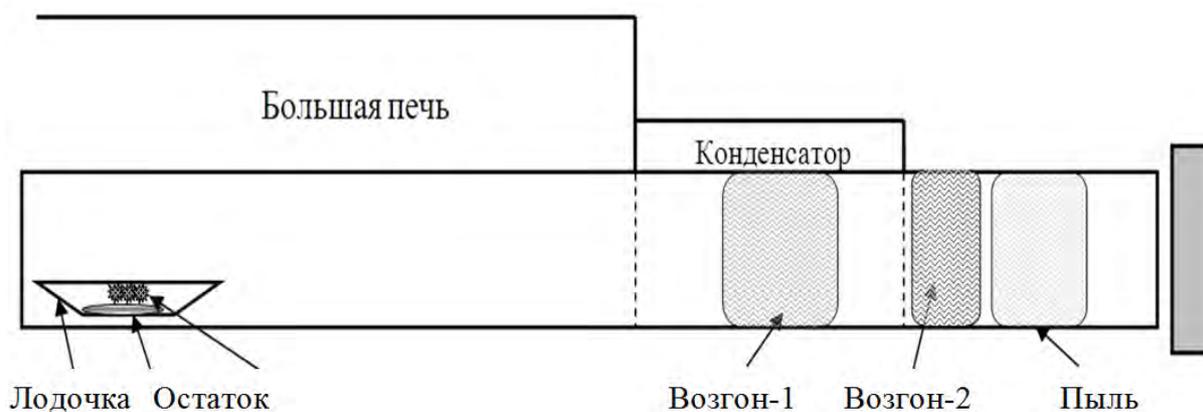


Рисунок 1 – Схема распределения продуктов перегонки КСО в установке

Влияние температуры ($T = 973–1373$ К) и продолжительности процесса ($\tau = 1–24$ ч) на степень извлечения металлов из состава КСО, %: 51,45 Sb; 37,55 Sn, при постоянном давлении ($P = 13,3–133$ Па) прослеживается в опытах №№ 1–9, 11–20. При давлении 133 Па в интервале температур 973–1373 К возрастает переход в газовую фазу компонентов Sb/Sn в пределах, %: 1,25–83,6/2,04–22,5.

Таблица 1 – Параметры процессов разделения компонентов КСО

№	Сырье, среда	<i>m</i> , г	Продукт	<i>m</i> , г / %	<i>T</i> , К	<i>P</i> , Па	<i>τ</i> , час	Извлечено из материала, %
1	КСО	150	Возгоны Остаток	28,5/19,0 121,5/81,0	1373	133	1	31,8 Sb; 10,5 Sn
2	КСО	120,39	Возгоны Остаток	43,8/36,4 76,59/63,6	1273	133	6	43,3 Sb; 14,4 Sn
3	КСО	108	Возгоны Остаток	51,77/47,9 56,23/52,1	1373	133	4	67,6 Sb; 22,5 Sn
4	КСО	115,72	Возгоны Остаток	36,73/31,7 78,99/68,3	1273	133	10	44,6 Sb; 10 Sn
5	КСО	125,4	Возгоны Остаток	4,13/3,3 121,27/96,7	973	133	2	1,25 Sb; 2,04 Sn
6	Остаток-5	119,66	Возгоны Остаток	12,53/10,5 107,13/89,5	1073	133	3	9,8 Sb; 4,93 Sn
7	Остаток-6	106,19	Возгоны Остаток	16,01/15,1 90,18/84,9	1173	133	3	16,8 Sb; 12,0 Sn
8	Остаток-7	88,39	Возгоны Остаток	9,28/10,5 79,11/89,5	1273	133	3	21,5 Sb; 0,3 Sn
9	Остаток-8	78,11	Возгоны Остаток	19,27/24,7 58,84/75,3	1373	133	3	41,3 Sb; 5,8 Sn
10	Возгон-1 № 2–4	95	Возгоны Остаток	90,74/95,52 4,26/4,48	1273	13,3	8	99,45 Sb; 62,9 Sn
11	КСО	121,68	Возгоны Остаток	83,34/68,49 38,34/31,51	1373	133	8	83,6 Sb; 41,8 Sn
12	КСО	112,71	Возгоны Остаток	69,13/61,33 43,58/38,67	1373	13,3	8	90,7 Sb; 13,6 Sn
13	КСО	116,65	Возгоны Остаток	61,15/61,33 55,5/47,58	1273	13,3	8	70,2 Sb; 18,7 Sn
14	КСО	121,98	Возгоны Остаток	72,01/59,03 49,97/40,97	1373	13,3	6	86,3 Sb; 13,5 Sn
15	КСО	114,59	Возгоны Остаток	57,92/50,55 56,67/49,45	1273	13,3	6	65,97 Sb; 16,63 Sn
16	КСО	117,87	Возгоны Остаток	68,67/58,26 49,20/41,74	1273	13,3	16	84,56 Sb; 13,64 Sn
17	КСО	123,55	Возгоны Остаток	41,73/33,78 81,82/66,22	1173	13,3	8	36,2 Sb; 14,01 Sn
18	КСО	118,02	Возгоны Остаток	38,53/32,65 79,49/67,35	1173	13,3	6	37,8 Sb; 12,0 Sn
19	Остаток-17	81,04	Возгоны Остаток	3,79/4,68 77,25/95,32	1173	13,3	8	35,44 Sb; 1,17 Sn
20	КСО	118,86	Возгоны Остаток	76,10/64,02 42,76/35,98	1373	13,3	24	96,35 Sb; 12,73 Sn
21	КСО	125,81	Возгоны Остаток	80,47/63,96 45,34/36,04	1373	1,33	8	92,08 Sb; 19,41 Sn
22	КСО (1473 К)	200,05	Возгоны Остаток	120,75/60,36 79,3/39,64	1373	1,33	8	93,26 Sb; 8,66 Sn

Таблица 2 – Состав продуктов (мас.%) разделения компонентов КСО

№	Продукт	Sb	Sn	Ni	As	Fe
1	КСО	51,45	37,55	0,914	0,21	0,168
	Возгон-1	61,34	28,54	< 0,006	< 0,1	< 0,002
	Возгон-2	87,56	5,03	< 0,006	0,85	< 0,002
	Пыль	50,69	11,44	0,011	13,43	0,087
	Остаток	37,5	58,1	1,4	< 0,1	0,307
2	Возгон-1	86,83	9,70	< 0,006	0,21	0,002
	Возгон-2	90,47	5,42	< 0,006	1,30	0,012
	Пыль	50,99	21,62	0,046	17,44	0,234
	Остаток	45,8	50,6	1,6	0,11	0,38
3	Возгон-1	86,71	10,12	0,006	0,14	0,002
	Возгон-2	85,35	3,06	0,006	2,85	0,003
	Пыль	51,44	15,5	0,011	23,24	0,084
	Остаток	34,76	60,73	1,98	0,01	0,52
4	Возгон-1	82,42	13,03	0,009	0,17	0,002
	Возгон-2	90,29	4,99	0,011	0,46	0,002
	Пыль	42,12	4,53	0,011	45,52	0,024
	Остаток	41,79	54,95	1,67	0,12	0,39
5	Возгон-1	28,07	55,99	0,006	0,11	0,006
	Возгон-2	78,91	14,74	0,022	1,89	0,011
	Остаток	57,53	40,84	0,913	0,15	0,244
6	Остаток № 5	57,53	40,84	0,913	0,15	0,244
	Возгон-1	25,64	58,13	0,006	0,10	0,002
	Возгон-2	85,5	11,77	0,006	0,10	0,008
	Остаток	57,96	38,5	0,941	0,10	0,19
7	Остаток № 6	57,96	38,5	0,941	0,10	0,19
	Возгон-1	37,73	48,97	0,005	0,23	0,001
	Возгон-2	90,26	3,49	0,005	2,56	0,001
	Остаток	56,72	40,8	1,13	0,20	0,31
8	Остаток № 7	56,72	40,8	1,13	0,20	0,31
	Возгон-1	98,16	0,43	0,005	0,43	0,001
	Возгон-2	95,35	1,41	0,005	2,84	0,001
	Остаток	49,84	46,97	1,39	0,05	0,27
9	Остаток № 8	49,84	46,97	1,39	0,05	0,27
	Возгон-1	99,35	0,01	0,005	0,43	0,001
	Возгон-2	95,48	0,22	0,005	4,07	0,019
	Остаток	38,87	58,72	1,46	0,05	0,467
10	Возгон-1 № 2-4	85,5	10,9	< 0,006	0,17	0,002
	Возгон-1	82,47	13,60	< 0,006	< 0,1	< 0,002
	Возгон-2	87,21	3,84	< 0,006	0,3	< 0,002
	Пыль	17,37	60,92	0,007	2,37	0,022
	Остаток	10,49	89,33	0,032	0,1	0,011
11	КСО	51,45	37,55	0,914	0,21	0,168
	Возгон-1	65,80	24,09	0,005	0,19	0,032
	Возгон-2	91,94	4,73	0,005	0,83	0,001
	Пыль	28,78	4,86	0,079	20,54	0,138
	Остаток	26,72	69,32	2,693	0,05	0,371

Таблица 2 (окончание)

№	Продукт	Sb	Sn	Ni	As	Fe
12	Возгон-1	85,94	8,63	0,023	0,105	< 0,006
	Возгон-2	77,56	2,26	< 0,03	< 0,03	< 0,006
	Пыль	29,03	1,71	< 0,03	0,12	0,048
	Остаток	12,41	83,94	< 0,03	< 0,03	2,275
13	Возгон-1	92,14	5,71	< 0,006	< 0,1	< 0,002
	Возгон-2	77,56	2,26	< 0,006	1,4	0,008
	Пыль	39,97	0,66	< 0,006	52,9	0,024
	Остаток	32,25	64,16	2,492	< 0,1	0,536
14	Возгон-1	88,82	9,33	< 0,006	< 0,1	0,001
	Возгон-2	80,58	0,98	< 0,006	3,1	0,002
	Пыль	45,09	0,49	< 0,006	43,9	0,014
	Остаток	17,26	79,30	2,522	< 0,1	0,771
15	Возгон-1	91,15	6,08	< 0,006	0,3	< 0,002
	Возгон-2	74,54	1,11	< 0,006	7,9	< 0,002
	Пыль	43,40	1,89	0,043	42,9	0,048
	Остаток	35,41	63,30	0,901	< 0,1	0,212
16	Возгон-1	89,33	8,68	< 0,006	0,29	< 0,002
	Возгон-2	77,27	2,69	< 0,006	7,4	< 0,002
	Остаток	19,03	77,69	2,235	< 0,1	0,470
17	Возгон-1	78,29	18,08	< 0,006	0,33	< 0,002
	Возгон-2	90,88	3,12	< 0,006	3,1	< 0,002
	Пыль	54,24	2,18	< 0,006	31,4	0,003
	Остаток	49,57	48,76	1,092	< 0,1	0,216
18	Возгон-1	71,76	22,98	< 0,006	0,27	< 0,002
	Возгон-2	80,66	2,37	< 0,006	8,5	< 0,002
	Пыль	56,98	3,30	< 0,006	28,3	0,014
	Остаток	47,51	49,06	1,593	0,1	0,186
19	Остаток № 17	49,57	48,76	1,092	< 0,1	0,216
	Возгон-1	99,21	0,33	< 0,006	0,3	< 0,002
	Пыль	91,34	1,30	< 0,006	5,5	0,008
	Остаток	38,98	58,69	1,769	< 0,1	0,244
20	КСО	51,45	37,55	0,914	0,21	0,168
	Возгон-1	89,96	8,33	< 0,006	0,1	< 0,002
	Возгон-2	79,92	2,85	< 0,006	4,3	< 0,002
	Пыль	51,77	2,53	< 0,006	35,6	0,015
	Остаток	5,22	91,09	2,315	< 0,1	0,574
21	Возгон-1	82,64	12,39	< 0,006	0,1	< 0,002
	Возгон-2	81,56	2,22	< 0,006	2,9	< 0,002
	Пыль	51,92	1,58	< 0,006	35,1	0,005
	Остаток	11,31	83,97	2,641	< 0,1	0,601
22	КСО (1473 К)	58,02	38,04	1,104	0,3	0,088
	Возгон-1	46,75	52,16	< 0,006	< 0,1	0,002
	Возгон-2	92,10	6,31	< 0,006	0,3	< 0,002
	Пыль	74,60	2,60	< 0,006	12,9	0,009
	Остаток	9,86	87,65	2,132	< 0,1	0,189

При увеличении продолжительности возгонки на 3 ч из кубовых остатков №№ 5–8 состава, %: 49,84–57,96 Sb; 38,5–46,97 Sn, дополнительно испаряются Sb/Sn, %: 9,8–41,3/4,93–12,0. Для исходного КСО в интервале $\tau = 1–8$ ч возрастает возгонка Sb/Sn, %: 31,8–83,6/10,5–41,8. Усредненный состав полученных продуктов дистилляции, Sb/Sn %: 87–92/5–10 возгоны; 27–37/58–69 остаток.

При давлении 13,3 Па в интервале температур 1173–1373 К за период времени 8–24 ч переход в газовую фазу компонентов сурьмяно-оловянного сплава также возрастает, но в больших количествах, чем при $P = 133$ Па, а именно Sb/Sn, %: 36,2–96,35/12,0–18,7. При увеличении продолжительности возгонки на 8 ч из кубового остатка № 17 состава, %: 49,57 Sb; 48,76 Sn, дополнительно испаряется, в основном, сурьма (35,44 % Sb) и, в меньшей степени, олово (1,17 % Sn). Усредненный состав продуктов дистилляции Sb/Sn, %: 81–92/6–23 возгоны; 5–50/49–91 остаток. Вторичная дистилляция при температуре 1273 К в течение 8 ч богатой фракции возгонов-1 №№2–4 состава Sb/Sn, %: 85,5/10,9 позволила получить конденсат Sb/Sn, %: 87/12, близкий по составу к исходному продукту, и остаток Sb/Sn, %: 10,49/89,33.

При давлении 1,33 Па, температуре 1373 К и продолжительности возгонки 8 ч в газовую фазу переходят Sb/Sn, %: 92,08–93,26/8,66–19,41. Содержание в остатке Sb/Sn, %: 10–11/84–88.

Полученные экспериментальные данные в целом соответствуют показателям равновесной фазовой диаграммы *VLE* «жидкость–газ» для бинарного сплава Sb-Sn, рассчитанной по молекулярной модели объемного взаимодействия *MVM* (таблица 3). Например, в опыте № 20 при температуре 1373 К и давлении 13,3 Па в равновесных условиях содержание в кубовом остатке сурьмы и олова $x_{Sb} = 0,0898$ и $x_{Sn} = 0,9102$, соответственно.

Таблица 3 – Рассчитанные значения γ_{Sn} , γ_{Sb} , T_{liq} , y_{Sn} Sn-Sb сплава для «Т-х» диаграмм

P , Па	x_{Sn}	0,90	0,95	0,96	0,97	0,99	0,995	0,999	0,9999
1,33	T_{liq} , К	921,4	965,3	979,6	999,2	1075,3	1130	1276	1472
	γ_{Sn}	0,991	0,998	0,999	0,999	1,0	1,0	1,0	1,0
	γ_{Sb}	0,483	0,461	0,460	0,454	0,472	0,484	0,525	0,574
	$y_{Sn} \cdot 10^{-4}$	0,002	0,014	0,025	0,051	0,65	3,25	121,2	5025,9
13,3	T_{liq} , К	1065,6	1123,9	1143,2	1168,9	1275,3	1352	1542	1664
	γ_{Sn}	0,992	0,998	0,999	0,999	1,0	1,0	1,0	1,0
	γ_{Sb}	0,536	0,517	0,516	0,516	0,531	0,550	0,596	0,613
	$y_{Sn} \cdot 10^{-4}$	0,04	0,26	0,45	0,91	11,82	58,14	1509,5	8245,2
133	T_{liq} , К	1263,8	1345,2	1372,6	1409	1563	1667	1830	1878
	γ_{Sn}	0,993	0,998	0,999	0,999	1,0	1,0	1,0	1,0
	γ_{Sb}	0,592	0,578	0,578	0,581	0,601	0,617	0,650	0,648
	$y_{Sn} \cdot 10^{-4}$	0,83	4,85	8,33	16,47	204,2	852,8	5764,6	9498,3

Расчетом установлено, что с ростом остаточного содержания олова в составе полиметаллического сплава КСО ($x_{\text{Sn}} = 0,9-0,9999$), давления ($P = 1,33-133 \text{ Па}$) и температуры процесса ($T = 921-1878 \text{ К}$) количество трудновозгоняемого металла, переходящего в газовую фазу, увеличивается ($y_{\text{Sn}} = 2 \cdot 10^{-7}-0,95$). Отсюда, при давлении $\sim 1 \text{ Па}$ и температуре не выше 1276 К в равновесной системе с макрокомпонентами сурьмой и оловом возможно получение дистилляцией Sb-конденсата, содержащего в качестве примеси не более $\sim 1,2 \text{ мол. \% Sn}$ при содержании олова в остатке не более $99,9 \text{ мол. \%}$. Для получения более чистого конденсата необходимо повысить содержание сурьмы в остатке (свыше $0,1 \text{ мол. \%}$) или увеличить глубину вакуума ($P < 1 \text{ Па}$) и, соответственно, снизить температуру возгонки ($T < 1276 \text{ К}$).

Предложен способ переработки КСО вакуумной перегонкой с содержанием макрокомпонентов ($10-90 \text{ мол. \% Sb, Sn}$) (рисунок 2).

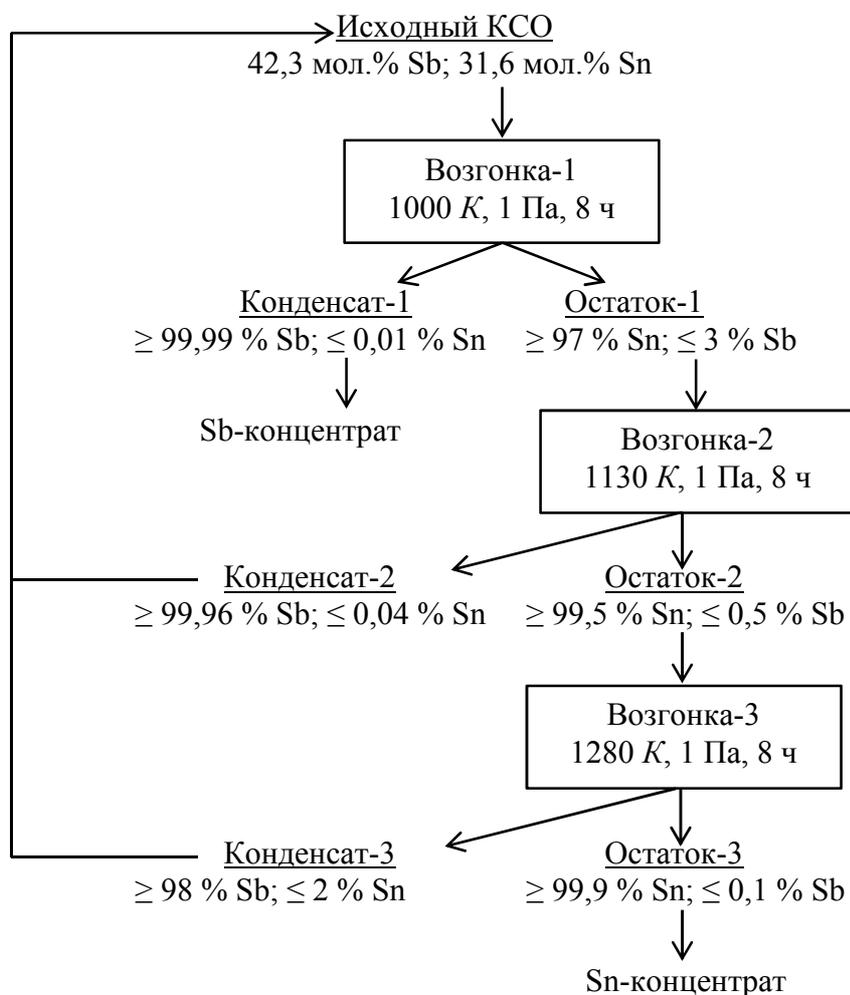


Рисунок 2 – Схема переработки сурьмяно-оловянных сплавов

Исходный сурьмяно-оловянный концентрат ($51,5 \text{ мас. \% Sb}$, $37,5 \text{ мас. \% Sn}$) может быть дистиллирован при температуре $T \approx 1000 \text{ К}$ и

давлении $P \approx 1$ Па. В результате содержание сурьмы в чистых возгонах (Sb-концентрат) составляет не менее 99,99 мол. %, а оловосодержащий остаток (~ 97 мол. % Pb) подвергается двум последовательным возгонкам при 1130 и 1280 K, после чего количество рафинированного олова в кубовом остатке (Sn-концентрат) возрастает до 99,9 мол. %.

УДК 622.7.017.2

ВЛИЯНИЕ МАССОВОЙ ДОЛИ ИЛЬМЕНИТА В РУДЕ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА КАЧЕСТВО ПРОИЗВОДИМОГО КОНЦЕНТРАТА

Бузмаков В.Н., Володина Ю.В.

АО «ЕВРАЗ Качканарский горно-обогатительный комбинат»,
г. Качканар, Россия

Качканарский ГОК добывает и обогащает железную руду Гусевогорского месторождения, содержащую до 1,5 % титана в виде ильменита и изоморфной примеси в магнетите (титаномагнетит). Ильменит и титаномагнетит образуются при кристаллизации богатых титаном природных рудных расплавов с избытком FeO и Fe₂O₃. При этом происходит обогащение обоих минералов ванадием, в виде изоморфной примеси.

Схема обогащения титаномагнетитовой руды на Качканарском ГОКе включает сухую магнитную сепарацию (СМС), три стадии измельчения и мокрую магнитную сепарацию (ММС) после каждой стадии измельчения. В результате получается концентрат, содержащий 60-62 % железа, 2,5-2,6 % двуокиси титана и до 0,5 % пятиокиси ванадия. Двуокись титана для металлургов является вредной примесью, так как при доменном переделе титан образует карбид и снижает вязкость шлаков [1]. Поэтому одной из задач обогатительного передела является снижение его доли в концентрате. Снижение доли двуокиси титана при механическом обогащении происходит только за счет удаления ильменита в хвосты.

Ильменит – второй по распространенности рудный минерал Гусевогорского месторождения. На месторождении выделяется две разновидности ильменита [2] (рисунок 1):

1. Сравнительно крупные обособленные однородные зерна (ильменит-1), изометричной формы, а также сростки с магнетитом. Размер зерен соответствует магнетиту (0,1-1,0 мм).

2. Мелкопластинчатый (ильменит-2) в структурах распада в титаномагнетите, присутствует в форме пластинок (ламелей), размер которых колеблется от 0,02 до 0,05 мм. Ламели располагаются субпараллельно или под углом, иногда в виде решетки.

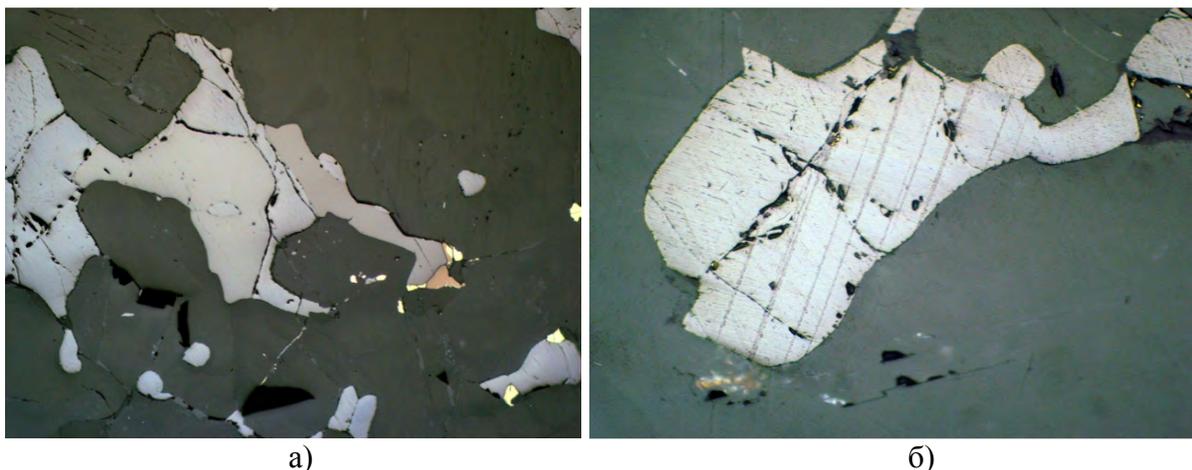


Рисунок 1 – Формы выделения ильменита в образце:

а) обособленные зерна ильменита (светло-коричневое) в сростании с магнетитом (серое). Вдоль контактов зерен магнетита с клинопироксеном (темно-серое) развиты борнит (коричневато-розовый) и халькопирит (желтый).

Увеличение 100х (1 мм по короткой стороне кадра).

б) ламели ильменита (светло-коричневое) внутри зерен магнетита (серое).

Увеличение 200х (0,5 мм по короткой стороне кадра)

Содержание ильменита в руде колеблется от сотых долей до 3,2 %, в единичных случаях достигает 6,5 %, среднее по месторождению 2,31 %. Ильменит месторождения отличается от магнетита почти полным отсутствием включений нерудных минералов [3]. При СМС ильменит почти полностью переходит в промпродукт, попадая в хвосты только вместе с мелкими зёрнами магнетита. При ММС ильменит-1, обладающий пониженной магнитной восприимчивостью, уходит в хвосты ММС после второй и третьей стадий измельчения. В хвостах второй стадии ММС доля ильменита максимальна и достигает 0,5-1,5 %. А ильменит-2 переходит в концентрат, дополнительно обогащая его титаном, его доля в концентрате достигает 5 % [4]. Это оказывает существенное влияние на результаты обогащения, так как содержание железа в нем достигает 36 % [5].

При этом зависимость доли двуокиси титана в концентрате лишь частично зависит от доли её в руде (рисунок 2). Зависимость хоть и прямая, но не сильная, что подтверждает выше сказанное.

При обогатительном переделе возникает дилемма. Увеличение количества ильменита в концентрате вызывает снижение доли железа в нем и рост доли титана, а увеличение ильменита в хвостах приводит к потерям железа. Однако при ММС удаётся удалить только ильменит-1. Максимальное удаление в хвосты требует удаления ильменита-2, для чего необходимо дополнительное измельчение после третьей стадии. Но это приведёт к переизмельчению руды, что скажется на качестве концентрата, так будет происходить ошламовывание рудных зерен [5]. Применение сепараторов с повышенной магнитной «силой» приводит к засорению концентрата сростками магнетита с силикатами и снижению доли железа в нём.

Кроме того, ванадий, являющийся довольно ценной примесью более связан с титаном (рисунок 3), чем с железом (рисунок 4), т.е. с ильменитом, а не магнетитом. Поэтому при удалении ильменита, часть ванадия тоже будет теряться в хвостах.

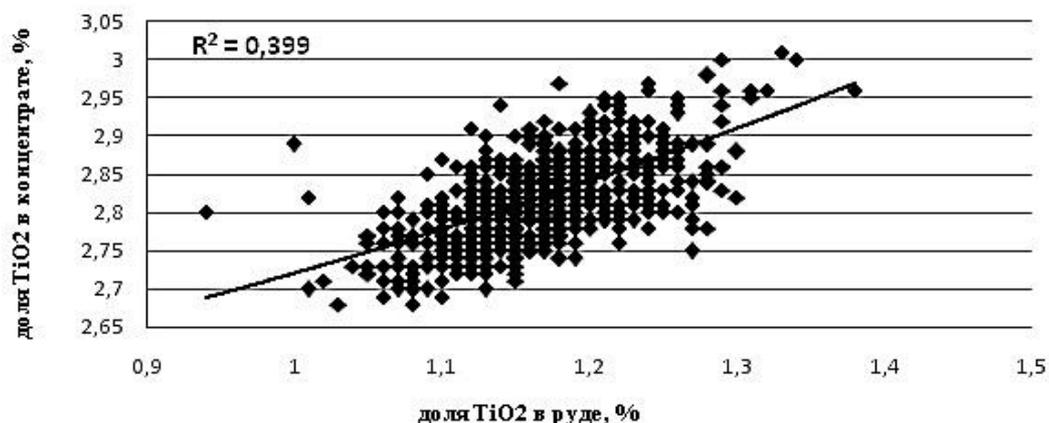


Рисунок 2 – Зависимость доли двуокиси титана в концентрате от его доли в исходной руде (Анализ проведен методом РСА, аналитик Рогожина С.В., ЕКГОК)

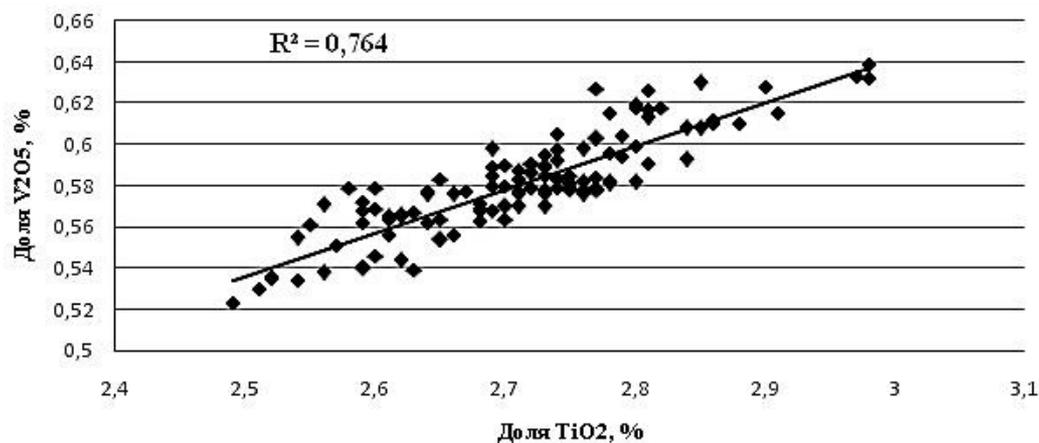


Рисунок 3 – Зависимость доли пятиокиси ванадия в концентрате от доли двуокиси титана

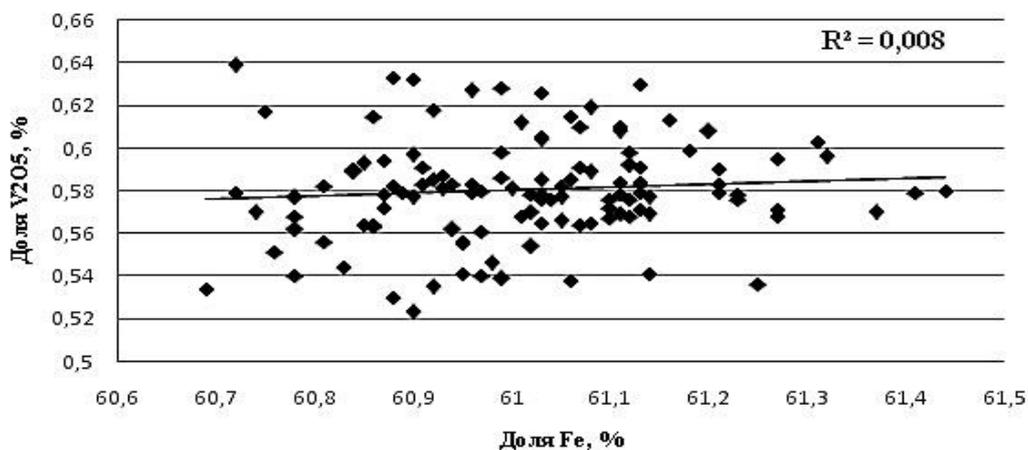


Рисунок 4 – Зависимость доли пятиокиси ванадия в концентрате от доли железа (Анализ проведен методом РСА, аналитик Рогожина С.В., ЕКГОК)

Таким образом, можно констатировать, что ильменит оказывает определённое влияние на обогатительный передел руд Гусевогорского месторождения. Он может оказывать влияние на долю железа, как в концентрате, так и в хвостах, в зависимости от крупности зерен и их взаимодействия с магнетитом, а также на извлечение ванадия. Но более точную степень влияния ильменита на концентрат требуется изучать дополнительно, что требует проведения дополнительных исследований.

Список литературы

1. Производство титана // Металлы Евразии. – № 1. – 2016 г.
2. Отчет о НИР «Изучение объёмного веса руды Северного карьера ОАО ЕВРАЗ КГОК и оценка влияния в ней количества ильменита (в свободном виде или в сростках) на результаты магнитного обогащения // ФБГУН ИГД УрО РАН, 2016 г.
3. Фоминых В.Г. и др. Петрология и рудогенезис Качканарского массива / В.Г. Фоминых, В.П. Краева, Н.В. Ларина. – Свердловск: УНЦ АН СССР, 1987. – 84 с.
4. Бузмаков В.Н. Влияние минерального состава руд на качество обогащения Качканарского ГОК // Труды международной научно-технической конференции – С.-Петербург: ФГБОУ ВПО НМСУ «Горный» 19-20 мая 2015. – С. 39-40 .
5. Пелевин А.Е. Набиуллин Ф.М. Технология получения ильменитового концентрата из отходов шлихообогатительной фабрики // Проблемы разведки, добычи и обогащения благородных металлов и техногенного сырья: Труды международной научно-технической конференции. – Екатеринбург: УГГГА.2000 г. – С. 64-65.
6. Газалеева Г.И. и др. Проблемы снижения содержания титана в обогатительных переделах при переработке титаномагнетитов // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР. Труды научно-практической конференции, Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2013 г. – С. 375-380.

УДК 621.38.004.82

ПОДГОТОВКА И ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ПРИ РЕЦИКЛИНГЕ ЭЛЕКТРОННОГО ЛОМА

Дмитриев С.В., Мезенин А.О.

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

По оценкам экспертов объем электронных отходов только в России приближается к 1,0 млн. т в год, а в мире превышает 50 млн. т.

Анализ вещественного состава электронного лома позволяет отнести его к специальному классу неоднородного полиметаллического сырья, содержащего широкую гамму металлов в количествах, значительно превышающих их содержание в природном минеральном сырье.

Глобальный рост объема отходов бытовой электроники, связанный с массовой утилизацией разнообразных гаджетов, электронного и кабельного скрапа, в совокупности с миниатюризацией электроники и изменением вещественного состава сырья, осложнили использование физико-

механических методов для утилизации электронного лома и обусловили необходимость изыскания новых подходов в переработке данного сырья с разработкой соответствующих аппаратов и определением новых оптимальных режимных параметров.

Специалистами НПК «Механобр-техника» были проведены исследования, направленные на селективное раскрытие электронного лома при дроблении, а также на исследование особенностей поведения различных по проводимости компонентов дробленого электронного лома в процессе электростатической сепарации.

Дробленный электронный лом – гетерогенная смесь пластиков, стекловолокна, керамики и металлов, требующая предварительного отделения металлов от неметаллов.

Отметим, что для дезинтеграции электронного лома в мировой практике используют, преимущественно, молотковые дробилки как агрегаты с высокой удельной производительностью и более высокой по сравнению с другими типами дробилок селективностью дезинтеграции подобного сырья.

Современная печатная плата представляет собой полимерную матрицу толщиной 1,5-2 мм, покрытую слоем медной фольги толщиной 35-50 мкм.

Задачей селективного раскрытия такой ламинированной структуры является отделение медной фольги от полимерной матрицы, на которой она закреплена с помощью эпоксидного клея.

Для улучшения раскрытия полимерных матриц, ламинированных металлической фольгой, ранее были предложены способы интенсификации этого процесса, базирующиеся на разнице в температурных коэффициентах термического расширения компонентов такого композита.

Для изыскания способов осуществления термического шока для печатных плат было решено провести сравнение трех способов нагрева плат: с использованием токов сверхвысоких частот (СВЧ), с использованием токов высокой частоты (ТВЧ) и с использованием конвекционного нагрева в муфельной печи.

Известно применение микроволнового нагрева для проведения пиролиза печатных плат при температурах 300-600 °С [1]. Известно также применение токов высокой частоты 300-400 кГц для селективного плавления припоя в электронных устройствах [2].

Нами было исследовано влияние нагрева на раскрытие печатных плат при дроблении в молотковой дробилке. Для этого были отобраны печатные платы, с которых полностью удалили все дополнительные электронные компоненты, что позволило получить ламинированный материал, содержащий около 20 % меди. Степень раскрытия оценивалась по выходу и содержанию меди в проводниковом продукте электростатического сепаратора ЭЛКОР-1.

СВЧ нагрев осуществлялся в микроволновой печи мощностью 0,8 кВт, обработка печатных плат токами высокой частоты 50-100 кГц проводилась с использованием индукционной панели мощностью 2 кВт.

Результаты исследований представлены на рисунке 1.

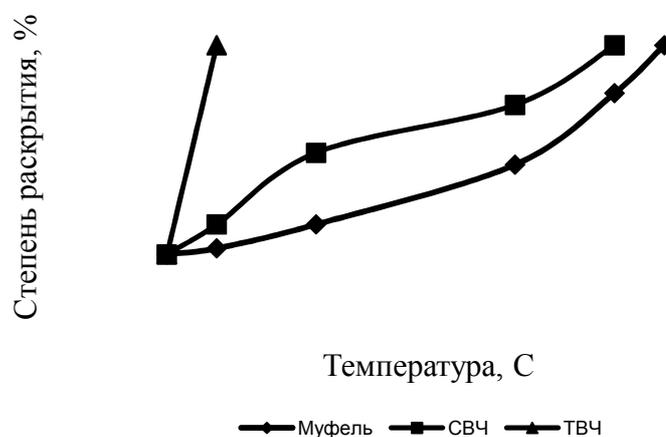


Рисунок 1 – Влияние способа термического воздействия на раскрытие пары медь-полимер в печатных платах

Данные рисунка 1 указывают на то, что нагрев в муфельной печи позволяет получать удовлетворительную степень раскрытия, однако, достигается она при температурах выше 200 °С и, соответственно, при этом имеют место те же недостатки, что и при обработке горячим воздухом.

Нагрев при помощи СВЧ позволяет интенсифицировать раскрытие системы медь-полимер, но при этом весь материал все равно нагревается до 250 °С, что не дает серьезных преимуществ перед конвекционным нагревом. Неизбирательный нагрев проводника-меди и диэлектрика-полимерной матрицы обусловлен особенностями СВЧ-нагрева при частоте 2450 МГц, что и позволило использовать СВЧ-нагрев для пиролиза органической составляющей печатных плат [1].

При обработке печатных плат при помощи ТВЧ происходит практически полное раскрытие системы медная фольга-полимер, при этом температура печатных плат не превышает 50 °С, что исключает необходимость в операции охлаждения перед дальнейшей переработкой.

На основании проведенных исследований установлено, что:

- механическая дезинтеграция электронного лома не позволяет раскрыть структуры металл-полимер до степени, обеспечивающей его последующую эффективную сепарацию;
- термическое воздействие на печатные платы позволяет интенсифицировать раскрытие системы медная фольга-пластмассовая матрица.

Предложено использовать для термического воздействия на печатные платы индукционное воздействие токами высокой частоты (50-100 кГц). Учитывая большую номенклатуру промышленных индукци-

онных устройств, их использование для предварительной обработки электронного лома перед дезинтеграцией представляется весьма перспективным.

Вторым этапом исследований являлось изучение особенностей поведения различных по проводимости компонентов дробленого электронного лома в процессе электростатической сепарации.

Для проведения экспериментов ручной разборкой были выделены три фракции отходов, в совокупности представляющие основные компоненты электронного лома – медная проволока и фольга (проводник), пластиковые подложки (диэлектрик) и легированный кремний (полупроводник). Отобранные фракции были измельчены в молотковой дробилке до крупности менее 1,5 мм. Фракция мельче 0,044 мм была удалена, т.к. налипание пылевидных частиц на более крупные нивелирует их поверхностные электрические свойства.

Исследования на коронном барабанном электростатическом сепараторе вначале проводились на бинарных искусственных смесях: проводники – непроводники, проводники – полупроводники, непроводники – полупроводники.

Результаты разделения двухкомпонентных смесей на электростатическом сепараторе свидетельствуют о том, что осуществить эффективное разделение трехкомпонентной смеси в один прием не представляется возможным из-за существенной разницы в режимах электростатической сепарации, требуемых для разделения в парах проводник – полупроводник и непроводник – полупроводник.

Поэтому разделение смеси кремний – медь – полимер проводилось в два приема:

- I прием – напряжение на электродах 30 кВ, число оборотов барабана – 60 об/мин;
- II прием – напряжение на электродах 5 кВ, число оборотов барабана – 90 об/мин.

При этом в первом приеме происходило преимущественное выделение непроводника (полимера), а во втором – разделение проводника (меди) и полупроводника (кремния).

Результаты опытов, приведенные в таблице 1, свидетельствуют о том, что в первом приеме сепарации в непроводниковую фракцию извлекается более 90 % полимера.*)

При этом в проводниковую фракцию извлекалось более 70 % меди и кремния. Разделение проводниковой фракции во втором приеме сепарации позволило получить продукты с содержанием меди около 90 % и кремния – около 75 %, при сквозном извлечении меди – около 54 %, кремния – около 70 %. Полученные результаты находятся в хорошем соответствии с данными аналогичных исследований китайских коллег [3].

Таблица 1 – Результаты разделения искусственной смеси компонентов на барабанном электростатическом сепараторе

Параметры сепарации	Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
			Медь	Кремний	Полимер	Медь	Кремний	Полимер
I прием	Проводниковый 1	24	60	15	25	72	72	8
	Промпродукт 1	2	50	25	25	10	11	1
	Непроводниковый 1	74	5	1	94	8	15	91
	Исходный	100	20	5	75	100	100	100
II прием	Проводниковый 2	12	90	-	10	54	-	4
	Промпродукт 2	7	50	10	40	17	2	1
	Непроводниковый 2	5	5	75	20	1	70	3
	Проводниковый 1	24	60	15	25	72	72	8

^{*)} Примечание: оценка содержания компонентов в продуктах разделения смеси проводилась визуально под микроскопом, поэтому численные значения содержания и извлечения – приблизительные.

Очевидно, что для разработки технологии разделения многокомпонентных смесей необходимо изучить переработку образующихся промежуточных продуктов сепарации, но это выходит за рамки настоящего исследования.

Результаты проведенных исследований подтверждают возможность селективного разделения тонкодроблёного электронного лома (печатные платы) с использованием электростатической сепарации.

Исследованные способы сепарации не позволяют осуществить эффективное разделение проводников, непроводников и полупроводников в один прием.

Установлено, что при использовании электростатической сепарации целесообразно в первом приеме выделять непроводники с последующим разделением проводников и полупроводников.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ по Соглашению о предоставлении субсидии № 14.585.21.0007, RFMEFI 58516X0007.

Список литературы

1. Sun J. et al Kinetic study of the pyrolysis of waste printed circuit boards subject to conventional and microwave heating // Energies. 2012. v.5. p.3295-3306.
2. Lanin V.L. High-frequency heating for soldering in electronics // Circuits and Systems. 2012. v.3. p. 238-241.
3. Xue M., et al. Electrostatic separation for recycling conductors, semiconductors and nonconductors from electronic waste // Environ. Sci. Technol. 2012. V. 46, P. 10556-10563.

ВЛИЯНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД ИЗ АНОМАЛЬНОЙ ЗОНЫ КОВДОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ

**Бузунова Т.А., Власов И.А., Мушкетов Андрей Александрович,
Шигаева В.Н., Бойков И.С.**

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Ковдорское месторождение комплексных апатитсодержащих руд было открыто в 1933 году. Расположено месторождение на юго-западе Кольского полуострова в непосредственной близости от г. Ковдор Мурманской области. Руды Ковдорского месторождения очень разнообразны по своему минеральному и химическому составу, а также структурно-текстурным особенностям.

В масштабах Ковдорского месторождения выделены следующие минералогические природные типы руд: комплексные бадделеит-apatит-магнетитовые руды (комплексные железные руды); маложелезистые руды; руды аномальной зоны; апатито-штафелитовые руды. Сырьем для обогатительных фабрик являются смеси первых двух типов руд, которые в свою очередь подразделяются на геолого-технологические сорта, отличающиеся друг от друга вещественным составом, физическими и технологическими свойствами.

Геология месторождений Ковдорского массива подробно описана в книгах [1, 2], в том числе описаны руды из аномальной зоны, которая расположена в центральной его части. Аномальная зона представлена двумя рудными телами танталоносных залежей, сформировавшихся в позднюю редкометалльную подстадию рудной стадии. Они тесно перемежаются тетраферрифлогопит-кальцитовыми карбонатитами, которые составляют более 40 % объема редкометалльных образований аномальной зоны. Редкометалльные руды представлены гумит-apatит-кальцит-магнетитовыми разновидностями с тетраферрифлогопитом, местами форстеритом.

Наряду с унаследованными минералами в аномальной зоне появились новые генерации форстерита, апатита, магнетита, сульфидов, карбонатов. Новообразованный магнетит отличается повышенным содержанием титана и в то же время относительно высоким содержанием железа. Титанистым является и форстерит. Гумит возник на заключительных стадиях и избирательно развивается по форстериту.

Основными носителями тантала, ниобия, урана и тория в рудах аномальной зоны являются акцессорные минералы пирохлор (гатчеттолит) и циркелит, которые находятся преимущественно в тонких включениях в других минералах и освобождаются только в крупности не более 15 мкм.

Изучением вещественного состава редкометалльных руд и их обогатимостью ещё в советские годы занимались два Московских института: ВИМС и Гиредмет, которые в рамках лабораторных и полупромышленных исследований по сложной гравитационно-магнитно-флотационной схеме с применением в голове процесса покусковой радиометрической и магнитной сепарации получили несколько концентратов – магнетитовый, апатитовый, флогопитовый и редкометалльный [3-10]. В этих же работах авторами подробно описана особенность вещественного состава и технология их обогащения. Установлено, что руда труднообогатимая, тонковкрапленная. В сравнении с рядовой рудой в 1,5 раза беднее по содержанию P_2O_5 , Ta_2O_5 и Nb_2O_5 и богаче по содержанию общего железа. Во всех минералах (магнетит, гатчеттолит, циркелит, ильменит, форстерит, гумит, сульфиды, циркон, апатит и пр.) отмечено присутствие тантала и ниобия, но в большей части в редкометалльных тантал-ниобиевых минералах – гатчеттолите и циркелите. Кроме того, имеются характерные изоморфные включения элементов тантала и ниобия в магнетите и ильмените. Сложный вещественный состав – наличие большого количества различных минералов и их тонкая вкрапленность определили особенность технологии обогащения [3-10].

Определено, что минералы, присутствующие в руде достаточно хрупкие, в связи с чем рекомендовано щадящее измельчение и предварительная операция грохочения. Отмечено, что при гравитационном обогащении происходят значительные потери тантала и ниобия с хвостами и шламами до 50 %. Установлена невозможность доизвлечения танталониобатов из магнетитового концентрата, так как преобладающая часть тантала в концентрате присутствует за счет его изоморфной примеси и тонкодисперсных микровключений танталониобатов. Доказана эффективность использования фторсодержащего реагента Na_2SiOF_6 с применением прямой флотации минералов редких металлов в сочетании с обжигом и возможность доводки черного гатчеттолитового концентрата методом выщелачивания по сернокислотной технологии, качественная характеристика готового тантал-ниобиевого концентрата при выщелачивании получена не хуже, чем при флотации.

По результатам исследований редкометалльных руд из аномальной зоны Ковдорского месторождения на комбинате была внедрена технология получения из хвостов магнитной сепарации не только бадделеитового, но и тантал-ниобиевого концентратов. Но схема была признана нерентабельной.

В настоящее время на Ковдорском ГОКе из рядовых руд получают магнетитовый концентрат с попутным выделением апатитового и бадделеитового концентратов. Технология стадийного обогащения железной руды включает в себя стержневое и шаровое измельчение, после каждого цикла измельчения – магнитная сепарация, из хвостов магнитной сепара-

ции – флотация апатита с получением апатитового концентрата, последовательное обогащение хвостов флотации на концентрационных столах с получением бадделеитового концентрата.

С июня месяца 2017 года в стенах института ОАО «Уралмеханобр» ведутся исследования на обогатимость руды Ковдорского месторождения из аномальной зоны с возможностью получения магнетитового, апатитового, тантал-ниобиевого и бадделеитового концентратов. Вещественный состав исходной пробы изучался методами химических и минералогических анализов в двух научных организациях: аккредитованной лаборатории ОАО «Уралмеханобр» и минералогическом отделе института ИМГРЭ.

Для определения вещественного состава подготовлен продукт крупностью менее 3 мм. По данным химического анализа содержание общего железа в пробе составляет 25,0 %, P_2O_5 – 5,88 %, Ta_2O_5 – 0,011 %, Nb_2O_5 – 0,055 % и ZrO_2 – 0,18 %. Согласно данным минералогического анализа (таблица 1) наиболее распространенным рудным минералом в пробе является магнетит (30 %), затем апатит (12 %). Нерудные минералы в большей степени представлены карбонатами с преобладанием кальцита и оливинами с преобладанием форстерита.

Таблица 1 – Массовые доли минералов, слагающих пробу

Минералы		Массовая доля минерала, %
Рудные	Магнетит	30
	Апатит	12
	Ильменит	<1
	Бадделеит	<1
	Сульфиды (пирит, халькопирит, галенит)	1
	Пироклор (гатчеттолит)	<1
	Циркелит	<1
	Окислы железа (гетит, гематит)	<1
	Прочие рудные (монацит и пр.)	<1
Нерудные	Оливины (форстерит, фаялит)	18
	Кальцит	19
	Доломит, анкерит	12
	Слюды (флогопит, аннит)	4
	Пироксены (диопсид, энстатит и пр.)	2
	Серпентины (лизардит, антигорит)	2

В результате исследований исходной пробы на раскрытие минералов по классам крупности (ОАО «Уралмеханобр») оптико-геометрическим методом на оптическом микроскопе Axio Imager Alm и методами электронной микроскопии на электронном сканирующем микроскопе EVO MA 15 установлено, что в частицах крупностью более 0,16 мм отмечено достаточно хорошее раскрытие магнетита – 75-84 %; слюды (флогопита) – 87-92 %; карбонатов с прочими минералами – 75-83 %. Апатит имеет в этой крупности раскрытие от 20 до 84 %. Достижение максимальной доли

раскрытия основных рудных и нерудных минералов (94-96 %) начинается в крупности менее 0,16 мм (рисунок 1).

Редкометалльные минералы бадделеит, циркелит и пирохлор в классе более 0,16 мм практически на 100 % находятся в сростках с двумя и более минералами, и только в классе менее 0,16 мм доля раскрытия бадделеита достигает 58 %, пирохлора – 18 %, циркелита – 26 % (рисунок 1). При низкой степени раскрытия циркелита и пирохлора в крупности менее 0,16 мм максимальная крупность этих зерен составляет не более 10-20 мкм.

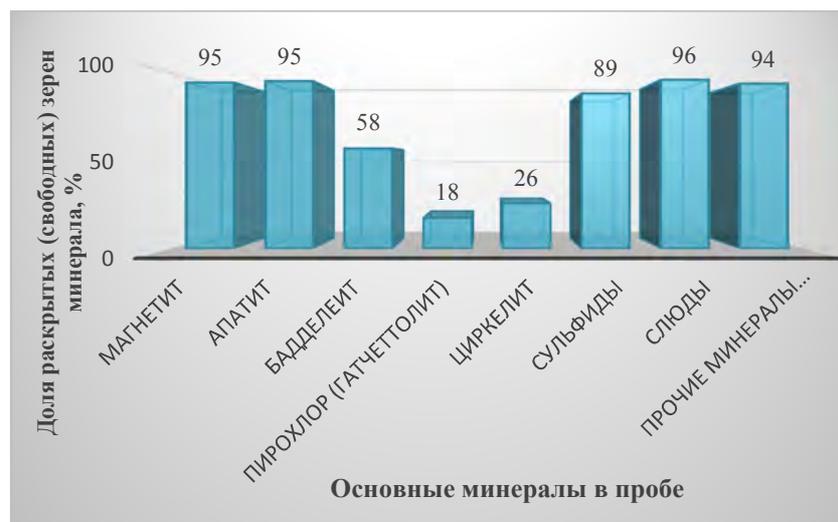


Рисунок 1 – Раскрытие минералов в исходной пробе кл. - 0,16+0,0 мм

При гравитационном минералогическом анализе классов крупности (результаты исследований ИМГРЭ) количественным определением состава фракций под оптическим микроскопом установлено, что минерал апатит, имея граничную плотность 3,18-3,21 г/см³, начиная с крупности 0,315 мм до 0,045 мм, концентрируется в тяжелую фракцию совместно с более тяжелыми минералами магнетитом, ильменитом, бадделеитом, халькопиритом и оливинами. В легкую фракцию распределились минералы полевой шпат, флогопит, карбонаты и серпентин. Факт того, что апатит концентрируется совместно с другими рудными минералами в тяжелую фракцию исключает возможность гравитационного обогащения на стадии первичного обогащения. По классической схеме обогащение хвостов ММС осуществляется с помощью флотации апатита.

Особенности вещественного состава руды из аномальной зоны Ковдорского месторождения, а также анализ научно-технической и патентной информации [3-13] позволили определиться с выбором преимущественных методов обогащения при разработке технологии. Установлено, что самым эффективным способом обогащения редкометалльного сырья является высокоградиентная магнитная сепарация, которая позволяет повысить извле-

чение ценного компонента, в частности Nb_2O_5 , и повысить эффективность переработки тонких шламистых частиц, в которых сосредоточена значительная часть редких металлов [13]. Суть его заключается в том, что перед магнитной сепарацией продукт измельчают, а затем проводят в несколько приемов магнитную сепарацию с получением сильномагнитного продукта, среднемагнитного продукта и слабомагнитного продукта.

Нашими исследованиями на хвостах ММС подтверждена эффективность магнитного способа обогащения при достаточно хорошем раскрытии минералов с применением доводочных операций на концентрационных столах. В результате испытаний получены черновой бадделеитовый концентрат при содержании ZrO_2 2,93 % и извлечении 33 %; черновой танталниобиевый концентрат при содержании Nb_2O_5 0,2 % и Ta_2O_5 0,04 %, извлечении – 32,4 и 26,5 %, соответственно, а также очищенный от железосодержащих примесей апатит-кальцитовый продукт при содержании P_2O_5 9,42 %, извлечении 91,8 %. В настоящее время ведутся исследования по доводке черновых концентратов методами флотации, электросепарации и серноокислотного выщелачивания.

Таким образом, магнитное разделение компонентов редкометалльных руд, основанное на их типизации по магнитным свойствам, а также по оценке степени раскрытия ценных минералов позволяет достичь комплексного обогащения.

Список литературы

1. Римская-Корсакова О.М., Краснова Н.И. Геология месторождений Ковдорского массива, С.-Петербургский Государственный Университет, 2002, С. 146.
2. Афанасьев Б.В. Минеральные ресурсы щелочно-ультраосновных массивов Кольского полуострова, Апатиты, Мончегорск, Петрозаводск 2009-2010, С. 224.
3. Исследования на обогатимость Ковдорских гатчеттолитовых руд, Отчет о НИР, ВИМС, Е.М. Эпштейн, В.А. Мокроусов, инв. № 1093, Москва, 1965.
4. Технологические испытания гатчеттолитовой руды Ковдорского месторождения с целью попутного получения из неё тантала. Отчет о НИР, том 1. Обогащение руды, ВИМС, институт Механобр, Ковдорский ГОК, Москва, 1969 г.
5. Технологические испытания гатчеттолитовой руды Ковдорского месторождения с целью попутного получения из неё тантала, Отчет о НИР, ВИМС, Т.П. Сорокина, В.А. Мокроусов, инв. № 1358, Москва, 1967, с. 137.
6. Полупромышленные исследования по радиометрической сортировке Ковдорских редкометалльных руд, Отчет о НИР, ВИМС, Ю.Ф. Соколов, В.А. Мокроусов и др., инв. № 306, Москва, 1973 г.
7. Изучение возможности применения флотации для обогащения редкометалльных руд Ковдорского месторождения. Отчет о НИР, ГИРЕДМЕТ, М.П. Потехина, Л.Б. Чистов и др., инв. № 403, Москва, 1972 г.
8. Изыскание возможности совершенствования технологии обогащения различных типов гатчеттолитсодержащих руд с применением метода флотации, Отчет о НИР, М.П. Потехина, Л.Б. Чистов и др., инв. № 5965, ГИРЕДМЕТ, Москва, 1973-1974 гг.
9. Изучение вещественного состава и обогатимости бедных танталосодержащих карбонатитовых руд Ковдорского месторождения, Отчет о НИР, ГИРЕДМЕТ, М.П. Потехина, Л.Б. Чистов и др., инв. № 365, Москва, 1971 г.

10. Полупромышленные испытания по переработке гатчеттолитового Ковдорского концентрата по сернокислотной технологии. Аннотация, ВИМС, А.Н. Еремеев, И.В. Шманенков и др., инв. № 355, Москва, 1970 г.

11. Интенсификация гравитационного обогащения редкометалльных руд на основе единого принципа оптимизации рудоподготовки. Диссертация. Кольский научный центр Горный институт, Апатиты, 1998 г.

12. Повышение эффективности переработки и извлекаемой ценности редкометалльных руд на основе оптимизации параметров и глубины обогащения минеральных компонентов. Диссертация. МГГУ, Петров И.М., Москва, 2002 г.

13. Патент №2182521 Способ обогащения редкометалльных руд, авт. И.М. Петров, классы МПК7: С22В59 В03С1.

УДК 551.1/4

КРУПНОЕ СЕЛЕТЫТЕНИЗСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ ГЛАУКОНИТА

Перегудов В.В.², Шаутенов М.Р.¹, Lebfromm L.K.²

¹НАО Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева, г. Алматы;

²ТОО «КРИЦ – НТК», г. Степногорск, Казахстан

Селетытенизское месторождение глауконита выделено впервые, относится к очень крупным месторождениям. На основе анализа результатов предшествующих исследований и полученных данных авторами статьи, глауконит рассматривается как минерал цеолитового типа с широкими потребительскими качествами его использования в решении экологических проблем, промышленности, продовольственных в сельском хозяйстве и животноводстве.

Название месторождению дано по одноименному озеру, занимающему крайнюю северо-восточную часть площади месторождения (рисунок 1). Месторождение глауконита по разведанным запасам категорий С₂ и Р₁ и С₂ и прогнозным ресурсам Р₃ можно отнести к очень крупным. По нашим оценкам суммарные прогнозные ресурсы составляют 15800 млн. т глауконита.

Географические координаты угловых точек:

	1	2	3	4
С.Ш.	53°21'30"	53°33'40"	52°24'40"	52°38'00"
В.Д.	72°37'10"	73°14'00"	73°22'20"	74°00'00"

В административном отношении месторождение находится в юго-восточной части Акмолинской и юго-западной – Северо-Казахстанской областей, с рядом расположенными населенными пунктами Чапаевский, Кайрат, Бестюбе, Изобильный, Краснокутский. От ближайших железнодо-

рожных станций Аксу и г. Степногорска удалено на расстоянии 120 км, Кокшетау – 300 км, Астаны – 300 км и Алматы – 1600 км.

Район характеризуется низкой плотностью населения, степными солончаковыми землями, многочисленными озерами с горько-соленой водой и единственной крупной рекой Селеты с пресной водой, входящей в оз. Селетытениз.

Основанием для выделения Селетытенизского месторождения послужили работы, выполненные авторами статьи по грантовому финансированию по теме проекта 2017 года 1025/ГФ4 «Разработка технологии получения глауконитового и фосфоритового концентрата из фосфоритсодержащих кварц-глауконитовых песков» [1], а также обширные материалы геологоразведочных работ на фосфорит-глауконитовое агрономическое сырье производственных геологов, включая работы бывшего Кустанайского геологического управления – Ю.И. Кима, А.Д. Граф, А.К. Шукенова, В. Файзулина и Степногорской геологоразведочной партии бывшего ЦГХК – Б.И. Пигульского, Е.Н. Полтавского, В.Л. Бружеса, В.Н. Мацкевича и других и ученых ВНИИХТ (г. Москва) – Г.П. Полуаршинова, В.Н. Самохвалова, А.К. Нараваса, В.В. Перегудова, ВНИИ зернового хозяйства (Шортанды) – В.Н. Лапонинова и др. [2].

Решающую роль сыграл развиваемый авторами статьи геотехнологический подход к оценке минеральных ресурсов, позволяющий провести переоценку выявленных ранее месторождений с позиций современных представлений о геологии, технологии переработки, экономической ситуации и социальной значимости сырья. В конкретном случае изменение приоритетов выполненных геологоразведочных работ с фосфоритов на глауконит привело нас к открытию Селетытенизского месторождения, в котором коммерческая стоимость находящегося в недрах глауконита сопоставима с десятком крупных месторождений золота, например, таких как месторождения Бестюбе, на котором уже добыто 110-120 т золота.

В качестве объектов исследований по этому проекту были выбраны Селетинское и Изобильненское месторождения фосфорит – глауконитовых руд. Месторождения были разведаны и утверждены запасы по категориям C_2 и P_1 (C_2) соответственно в 1990 и 1995 г. Главным и основным компонентом при проведении геологоразведочных работ были фосфориты, а глауконит рассматривался в качестве попутного. Опробовался весь разрез кварц – глауконитовых песков, но учитывались при подсчете запасов только части разреза, в которых по данным химических анализов были установлены повышенные содержания дифосфорпентоксида (P_2O_5). Из выборки, составленной из 811 проб по месторождению Изобильное и Селетинское, 50 % были в разной степени рудными, а остальные «пустыми», т.е. не учитывались при подсчете запасов. Именно эти пустые пробы как раз характеризовали глауконитовую часть разреза.

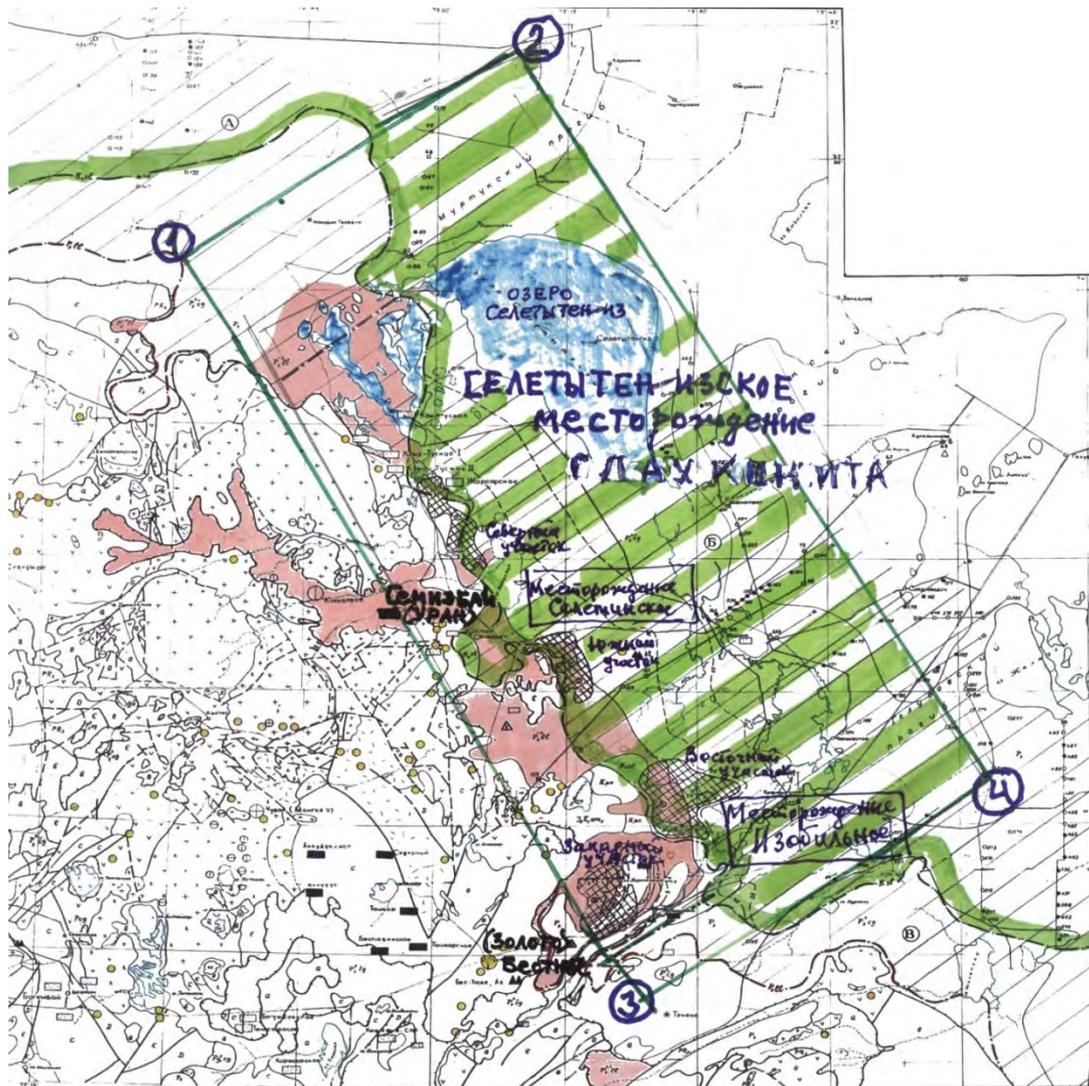


Рисунок 1 – Селетытенизское месторождение глауконита

(геологическая основа – обзорная геологическая карта Селетинского фосфоритоносного района – авторы Е.Н. Полтавская, Б.И. Пигульский за 1995 г. из отчета поисково-оценочных работ на Изобильном месторождении Степногорской ГРП ГХК ЦГХК)



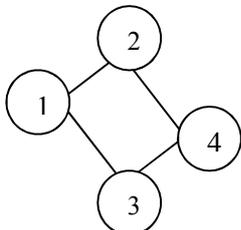
- месторождения фосфорит – глауконитовых руд Селетинское и Изобильное



- эрозионно-тектонический уступ, контролирующей распространения продуктивной толщи кварц – глауконитовых песков славгородской свиты (верхний мел)



- граница распространения кварц – глауконитовых песков люминворской свиты (палеоген)



- контуры Селетытенизского месторождения глауконита с точками географических координат (1,2,3,4).

Таким образом, глауконит оказался вне поля зрения геологов, а приведенные цифры по его запасам – только незначительная часть показанных на рисунке 1 глауконитовых песков. Практически вся выделенная территория (около 2500 км²) детально опосковалась на уран, в 1972-1981 гг. на этой площади искались гидрогенные месторождения в мезозойско-кайнозойском чехле аналоги открытого месторождения Семизбай. Один из авторов статьи был участником этих работ и практически в керне всех скважин наблюдались кварц – глауконитовые пески, т.е. показанная на рисунке 1 полоса имеет непрерывное распространение не только в пределах выделенной части, но и за ее пределами.

В рассматриваемом районе глауконитсодержащие породы объединены в люменворскую (палеоген) и славгородскую (мел) свиты, сложенные кварцем и глауконитом, последний придает им характерную зеленую окраску. Протягиваются в виде двух субпараллельных полос в северо-западном направлении (рисунок 1). Они имеют четкие литологические границы с перекрывающими и подстилающими породами, характерно отсутствие прослоев или линз некондиционных и пустых пород, простое субгоризонтальное залегание пластов.

Кварц-глауконитовые пески люменворской свиты (рисунок 1) прослежены в виде изолированных пятен с изрезанной, неправильной формы границей эрозионного происхождения. Выделяются расстояния 50 км, ширина 5 км, мощность песков 5 м, глубина залегания от 0-5 м до 40-100 м (таблица 1).

В таблице 1 приведены основные параметры Селетытенизского месторождения: площадь 2500 км², расчетная мощность глауконитовой залежи 10 м, содержание глауконита 50 %, с прогнозными ресурсами глауконита 15800 млн. т. Исходя из масштаба выделенного месторождения, ранее установленные Селетинское и Изобильное месторождения можно рассматривать как более детально разведанные рудные тела.

Кварц-глауконитовые пески славгородской свиты практически непрерывно протягиваются в линейно ограниченной (тектонический уступ) с запада и на восток по предполагаемой глубине их залегания от 40 до 100 м на расстоянии 100 км, ширине 20 км и мощности 10 м, со средним содержанием глауконита 50 %. При таких параметрах прогнозные ресурсы составляют 15,8 млрд. т глауконита, в том числе представляющего коммерческий интерес глауконитового концентрата (извлечение 80 %) – 12,64 млрд. т, рыночная стоимость которого (при средней рыночной цене \$1500 за тонну глауконитового концентрата) около 19 трлн. долларов США. А с учетом стоимости глауконитового концентрата в песках палеогена (люменворская свита) – 11 млрд. долларов США, суммарная коммерческая стоимость глауконита в недрах на Селетытенизском месторождении зеленых песков составит около 20 трлн. долларов США.

Таблица 1 – Обеспеченность глауконитом Селетытенизского месторождения и включенных в его состав Селетинского и Изобильного месторождений по данным А.К. Шукенова (1990), Б.И. Пигульского (1995) и др. (Составили В.В. Перегудов, М.Р. Шаутонов)

Месторождение, площадь	Достигнутая сеть разведки, категория	Ресурсы, млн. тонн глауконита	Геологические параметры, усредненные	Название залежей	
				Северная	Южная
Селетинское S=40,3 км ²	800×400 м C ₂	170,8	Мощность рудного горизонта, м	3,3	6,0
			Содержание глауконита, %	26	34
			Мощность вскрышных пород, м	11,5-21,6	14,7
			Запасы глауконита, млн. т (категория C ₂)	34,3	136,5
				Западная	Восточная
Изобильное S = 65,4 км ²	800×400 м C ₂	388,0	Мощность рудного горизонта, м	4,5	9,2
	800×400 м P ₁	165,0	Содержание глауконита, %	26,0	57,0
	Суммарные C ₂ + P ₁	553,0	Мощность вскрышных пород, м	7,0	27,0
			Запасы глауконита, млн. т (категория C ₂)	42,0	511,0
Фланги месторождения Изобильное S = 240 км ²	1,6×0,8 км P ₃ + P ₂	1586	Мощность рудного горизонта, м	9,0	
			Содержание глауконита, %	57,0	
			Мощность вскрышных пород, м	30,0	
Селетинское месторождение S = 2500 км ²	3,0 – 8,0 ×1 км P ₃	15800	Мощность рудного горизонта, м	10	
			Содержание глауконита, %	50	
			Мощность вскрышных пород, м	40	

Таким образом, глауконитсодержащие породы характеризуются простотой геологического строения, выдержанным составом и качеством сырья, что позволяет относить их к I группе классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых, а громадные прогнозные ресурсы и их потенциальная коммерческая стоимость, делает открытие Селетытенизского месторождения привлекательным для долговременных инвестиций и начала развития нового горно-химического района.

Список литературы

1. ГРНТИ: 52.45.17 Отчет НИР 1025/ГФ4 «Разработка технологии получения глауконитового и фосфоритового концентрата из фосфоритсодержащих кварц - глауконитовых песков». НАО "Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева", Алматы. изд. КазНИТУ. 2017.

2. Сагунов В.Г. Геология агрономических руд Казахстана. Алма-Ата, Недра, 1971, 168 с.

УДК 622.7.016.3:453.52(571.63)

ИЗБИРАТЕЛЬНОЕ ВЫСОКОЧАСТОТНОЕ АКУСТИЧЕСКОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ НА МИНЕРАЛЬНЫЕ АССОЦИИ СКАРНОВОЙ ШЕЕЛИТОВОЙ РУДЫ

Шепета Е.Д., Саматова Л.А.

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия

При обогащении руд наиболее широкое распространение акустические колебания получили при обработке флотационных реагентов (олеиновой кислоты, аполярных масел, жирных кислот, аминов и др.), трудно-растворимых в воде, пульп флотаций и руды на стадии дезинтеграции. Отмечено воздействие акустических колебаний на физико-химические свойства минеральных частиц, за счет очистки дефект-каналов, микротрещин и блоковых пространств, что приводит к увеличению активных центров на поверхности.

Цель данных исследований – изучение влияния ультразвука на ассоциации минералов и оценка возможности использования УЗО в цикле подготовки руды к флотационному обогащению.

Тесные сростания шеелита с пироксенами, слюдами и сульфидами в измененных породах вдоль прожилков и по периферии очаговых зон, где шеелит часто встречается в виде ксеноморфных зерен, а также широкий интервал размера вкрапленности шеелита (от 1-2 мм до 0,01-0,1 мм) создают трудности для раскрытия зёрен мелкого шеелита, и в то же время возрастает степень ошламования крупного шеелита.

Повышенная плотность сростков с шеелитом, удельный вес которого $6,1 \text{ г/см}^3$, в процессе измельчения руды приводит к ошламованию шеелита из зерен $-0,25+0,16 \text{ мм}$ за счет циркуляции с песками классификатора второй и третьей стадии измельчения. Содержание шеелита в песках классификатора второй стадии в 2-2,5 раза выше, чем в исходной руде. Наличие в рудах минералов, содержащих в кристаллической решётке одинаковый катион и обладающих близкими флотационными свойствами: шеелита, апатита и кальцита, а также повышенные содержания арсенопирита создают трудности для получения кондиционных концентратов по примесям.

Поэтому для оптимизации флотационного процесса обогащения требуется повышение исходной контрастности минеральных поверхностей, что и обусловило постановку исследований по изучению влияния высокоэнергетических акустических колебаний на минералы и их ассоциации.

При тестировании использован излучатель аппарата УЗДН-2Т, диаметр металлической колбы 22 мм, высота 70 мм (рисунок 1). Акустические колебания вводились через акустический концентратор со стороны донной поверхности (снизу). Рабочая частота 22 кГц. Среднее значение поглощенной акустической мощности для излучателя $P_{ак} = 41,5$ Вт, среднее значение интенсивности звука $I_{уз} = 15$ Вт/см².

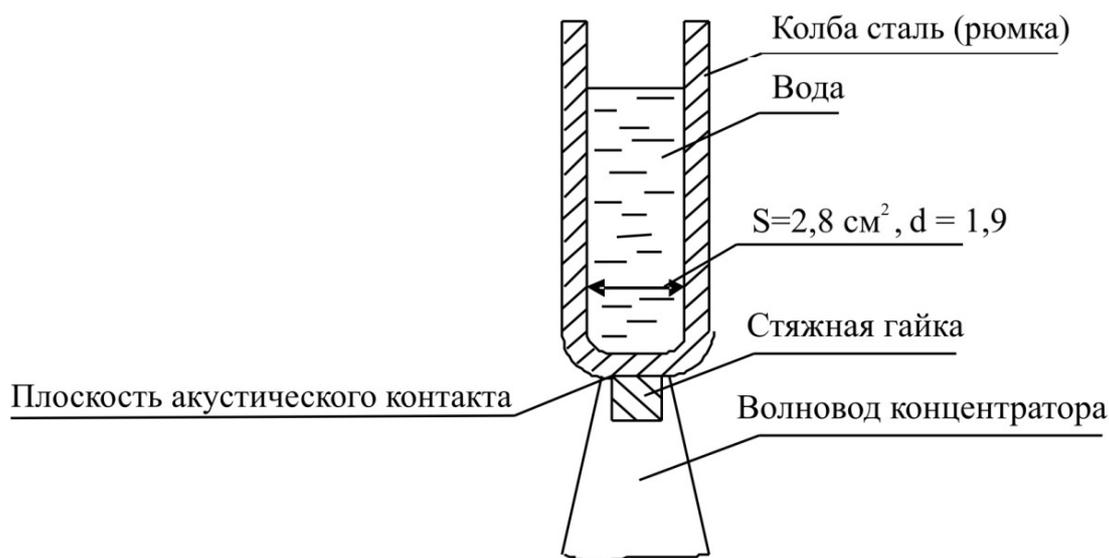


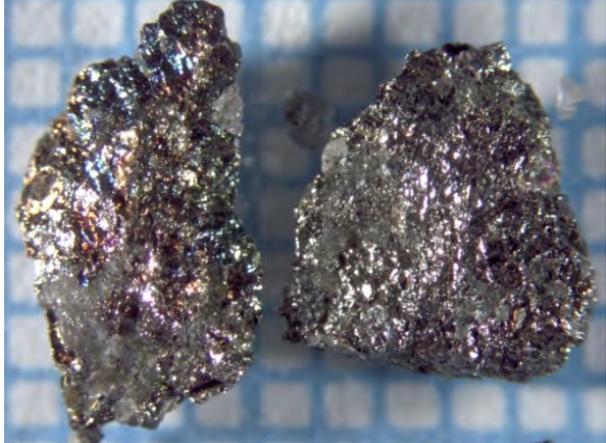
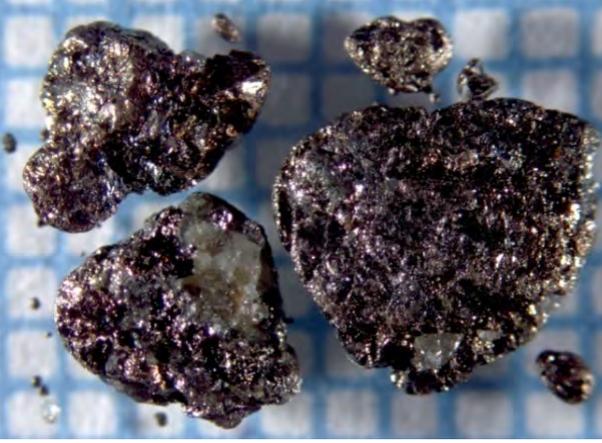
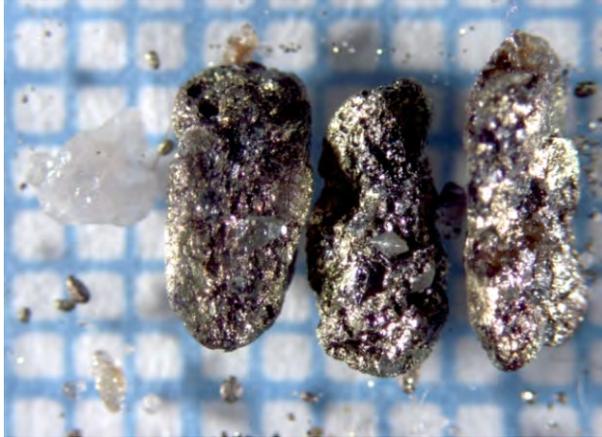
Рисунок 1 – Экспоненциальный стержневой концентратор (исполнение Б)

Для экспериментов из прожилково-вкрапленной руды были отобраны образцы основных типов руд, издробленные и рассеянные по классам крупности. Из рудного материала класса -3+2 мм отобрано по 2 минеральных образца. Фотографии образцов до и после обработки ультразвуком выполнены на микроскопе Axio Scope A1 и представлены в таблице 1. Образцы шеелит-кварц-пирротиновой, шеелит-кварц-пирротин-халькопиритной руды, массивной текстуры, с высокой степенью сульфидной проработки, при «озвучивании» были лишь частично разрушены и сглажены контуры границ зерен. Для шеелит-кварц-пирротиновой руды ассоциации шеелита с кварцем и пирротином остались без изменений, присутствие халькопирита в шеелит-кварц-пирротин-халькопиритном образце способствовало в большей степени отделению мелких зерен кварца, шеелита, пирротина и разрыхлению поверхности.

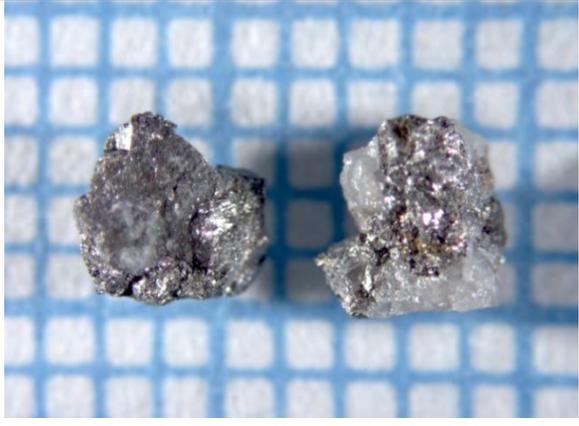
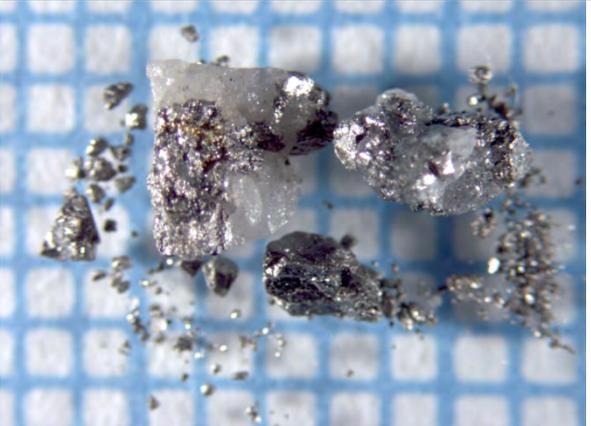
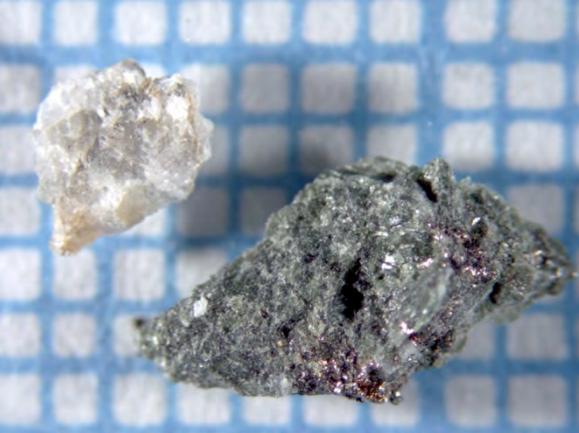
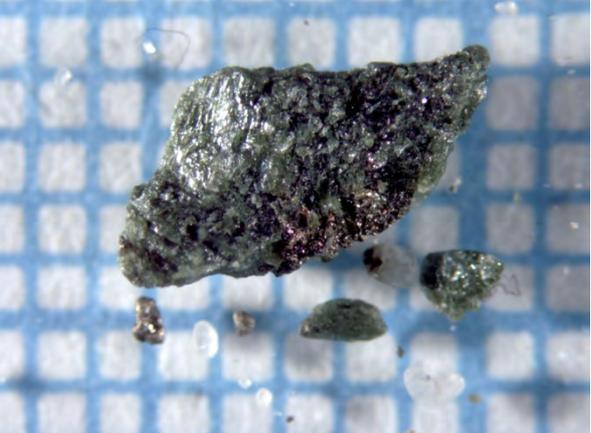
Интенсивное разрушение зерен отмечено для кварц-арсенопиритного образца прожилково-вкрапленной текстуры и мраморезованных образцов известняка. В значительной степени отделились зерна арсенопирита при

сохранении крупных сростков кварца. Кварц остается в крупных зернах и в образцах шеелит-кварцевой руды, селективное разрушение прошло по контакту кварц-шеелит с высвобождением шеелита.

Таблица 1 – Результаты УЗО на различных типах рудных образований
[Минералогический анализ с.н.с. Лаврик Н.А.]

До обработки	После ультразвуковой обработки
<i>1. Шеелит-кварц-пирротиновая руда</i>	
 <p data-bbox="204 1037 810 1144">Два зерна угловатой формы шеелит-пирротиновой руды; в сростках содержится также кварц.</p>	 <p data-bbox="847 1037 1449 1178">Зёрна частично разрушаются, сглаживаются; отделяются мелкие кристаллы и зёрна кварца, пирротина (шеелит сохранился в тесном срастании с кварцем и сульфидом).</p>
<i>2. Шеелит-кварц-пирротин-халькопиритовая руда</i>	
 <p data-bbox="204 1747 810 1854">Три зерна угловатой формы шеелит-пирротин-халькопиритовой руды. Содержатся включения кварца.</p>	 <p data-bbox="847 1747 1449 1888">Зёрна частично разрушаются, сглаживаются их очертания, поверхность становится более рыхлой. Отделяются мелкие зёрна и кристаллы кварца, шеелита, сульфидов.</p>

Окончание таблицы 1

До обработки	После ультразвуковой обработки
<i>3. Кварц-арсенопиритовая руда</i>	
	
<p>Угловатые зёрна срастания кварца с арсенопиритом</p>	<p>Зёрна интенсивно разрушаются, в значительной степени отделяется арсенопирит. Кварц сохраняется в крупных зёрнах с частичным срастанием с арсенопиритом</p>
<i>4. Кварц-шеелитовая руда</i>	
	
<p>Угловатые зёрна кварц-шеелитовой руды</p>	<p>Зёрна частично разрушаются, отделяются шеелит и кварц</p>
<i>5. Известняк мраморизованный</i>	
	
<p>Два зерна из мраморизованных известняков. Известняки неоднородны по составу, содержатся включения хлоритов, сульфидов.</p>	<p>Зёрна известняков разрушаются, измельчаются. Сростки хлоритов с сульфидами меньше подвержены разрушению.</p>

Высокочастотная ультразвуковая обработка скарновой шеелитовой руды была наиболее эффективна для минеральных образцов прожилково-вкрапленной текстуры, это позволит повысить эффективность выделения шеелита из ассоциаций с пироксенами, слюдами и сульфидами, содержащихся в измененных породах вдоль прожилков и по периферии очаговых зон. При УЗО установлено селективное разрушение кварц-шеелитовой ассоциации, при сохранении крупных зерен кварца. В шеелит-кварц-сульфидные прожилки, где в основном шеелит находится в сростках с кварцем, распределяется до 70-80 % шеелита.

Выполненные исследования выявили перспективность использования высокочастотной обработки при обогащении прожилково-вкрапленных скарновых шеелитовых руд на стадии подготовки руды к флотации. Наряду с разрушением ассоциаций шеелита с минералами, отмечено сглаживание контура зерен и разрыхление поверхностного слоя, что может способствовать повышению эффективности адсорбции реагентов минеральными поверхностями при флотации.

Улучшение раскрытия сростков приведет к росту концентрации шеелита во флотационном классе, а разрыхление поверхности будет способствовать повышению эффективности третьей стадии измельчения.

В результате выполненной работы установлено:

1. Влияние высокоэнергетических акустических колебаний на избирательное измельчение минералов прожилково-вкрапленных образцов.
2. Разрушение сростков минеральных ассоциаций, высвобождение мелких кристаллов шеелита и сульфидов при сохранении крупных зерен кварца.
3. Разрыхление поверхностного слоя может позволить снизить степень ошламования шеелита за счет повышения эффективности третьей стадии измельчения.
4. Изменение поверхности минеральных частиц приведет к увеличению активных адсорбционных центров на поверхности.

ВЛИЯНИЕ АССОЦИАЦИЙ МИНЕРАЛОВ МЕТАСОМАТИЧЕСКИХ РУД И ПОРОД НА ОБОГАЩЕНИЕ СКАРНОВОЙ ШЕЕЛИТ-СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ

Саматова Л.А., Шепета Е.Д.

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия

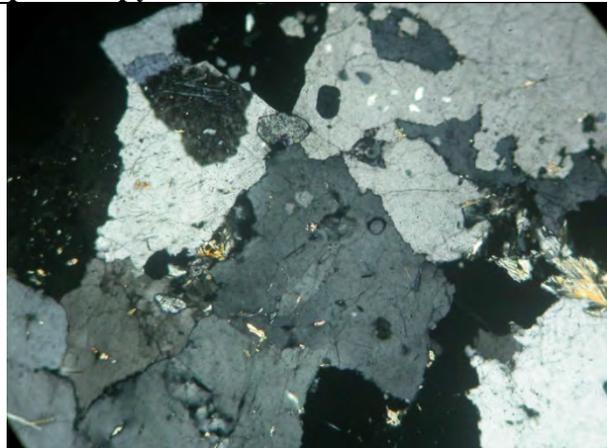
Месторождение вольфрамовых руд Восток-2 относится к уникальным месторождениям, как по содержанию WO_3 1,5-1,1-0,58 %, так и по обогатимости шеелита из руды 63,6-90,3-86,4 % (данные за 1978 (запуск Приморской фабрики)-2004-2016 годы). Руды месторождения комплексные и к ценным промышленным металлам, кроме вольфрама, относятся медь (0,65-0,14 %), золото (1,8-0,45 г/т), серебро (7,8-1,8 г/т).

В настоящее время на Приморскую обогатительную фабрику (ПОФ) поступают скарновые шеелит-сульфидные руды с содержанием WO_3 0,62-0,36 %, извлечение в шеелитовый концентрат 85,3-73,5 %, причем, падение извлечения в рудах, близких по исходному содержанию, относительно верхних горизонтов на 2-3 %.

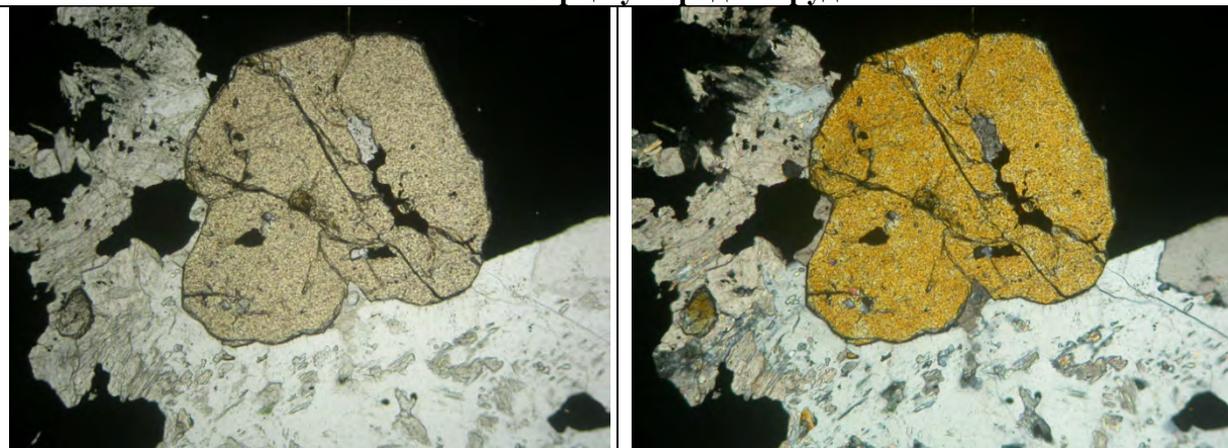
Цель исследований – изучение вещественного и минералогического состава руд нижних горизонтов.

Изучено минералого-петрографическим методом 20 прозрачных шлифов (шлифы, характерные для основных руд и пород представлены в таблице 1), выявлены основные ассоциации минералов, крупность и форма зерен шеелита в метасоматических рудах и породах. Фотографии образцов выполнены на микроскопе фирм CARL ZEISS – AXIOPLAN2. Для удобства пользования и сравнения размеров зерен на всех фотографиях увеличение 10х; поле зрения составляет 2,3 мм.

Таблица 1 – Фотографии шлифов метасоматических руд

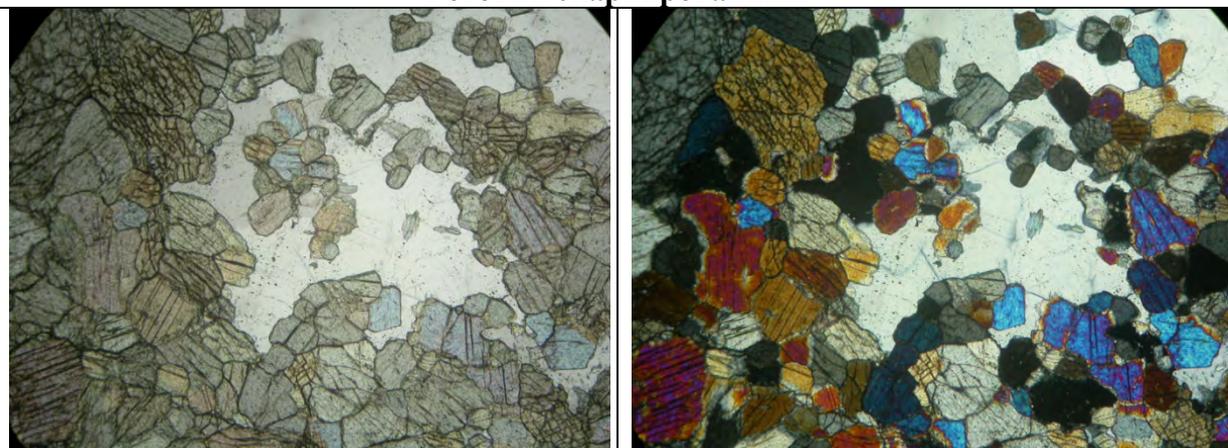
В параллельных николях	В скрещенных николях
Шеелит-кварцевая руда	
	
6 (№ шлифа) – Апатит-шеелит-кварцевая порода (по гранитам ?; аллотриоморфнозернистое строение кварца)	

Шеелит-кварц-сульфидная руда



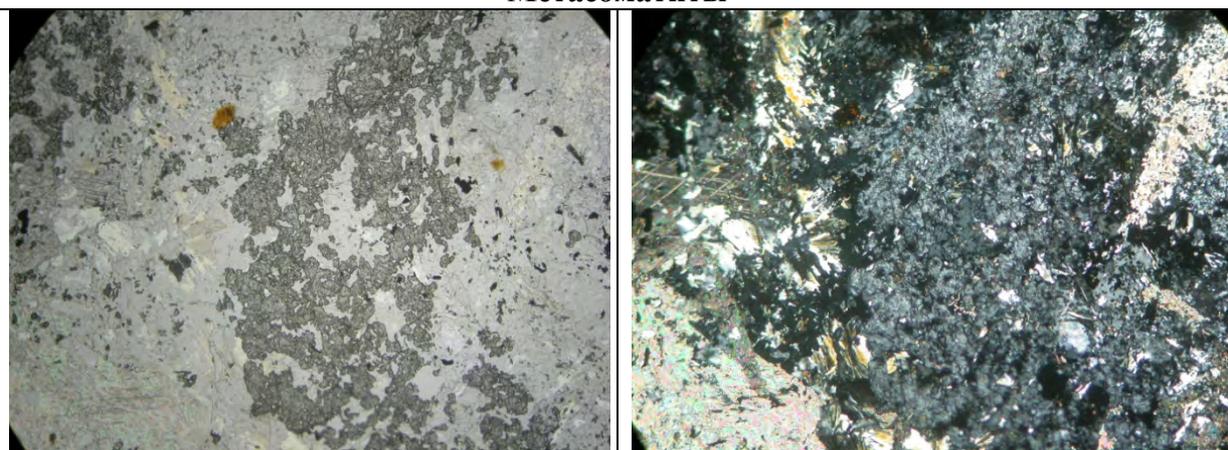
19—Шеелит-кварц-сульфидная руда по пироксеновым скарнам (идиоморфные кристаллы шеелита с пойкилитовыми включениями апатита и реликтами пироксена)

Роговик скарнированный

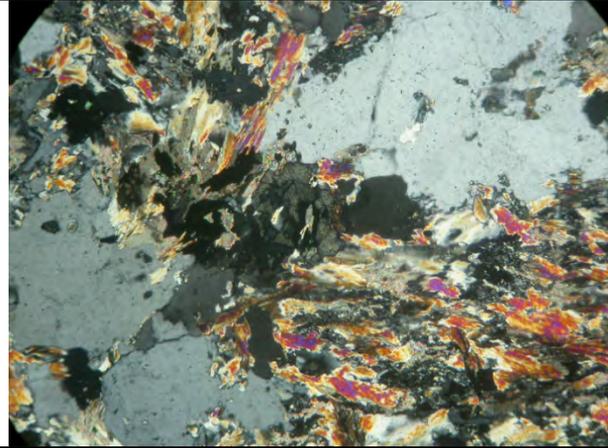


11—Пироксеновый скарн с гнездом (сингенетичного) кварца (к такому кварцу обычно приурочен и шеелит)

Метасоматиты



7—Ксеноморфный шеелит в околожильном преимущественно сирицитовом метасоматите

Породы	Роговик биотитовый	
		5—Прожилки кварц-амфиболового состава с шеелитом в измененных биотитовых роговиках
Гранодиориты		
		14—Шеелит-кварцевый прожилок в измененных гранодиоритах (шеелит идиоморфный).
		15—Ксеноморфный шеелит в зальбанде кварцевого прожилка в измененных гранодиоритах

В верхних горизонтах при карьерной отработке месторождения на два основных типа руды приходилось 85 %, в том числе на шеелит-кварцевый – 15 % и шеелит-сульфидный – 70 %, оставшиеся 15 % составляли прожилково-вкрапленные руды. В руде нижних горизонтов карьерной и подземной добычи соотношение изменилось и составляет соответ-

ственно 11-15 % и 89-85 %, при сохранении тенденции к сокращению основных типов руд с понижением уровня отработки.

В шеелит-кварцевых рудах (шлиф № 6) основной минерал представлен серым кварцем, в образце отмечено присутствие гнездообразных скоплений 1-1,5 см серицита, шеелита (буровато-желтого цвета), размер скоплений зерен 1-3 мм, в тесном сростании с кварцем, серицитом, мусковитом. Встречаются единичные гнезда 1-4 мм пирротина, единичные вкрапления арсенопирита, халькопирита. Ассоциации шеелита с серицитом, мусковитом относятся к труднообогатимым сросткам относительно шеелит-кварцевой ассоциации.

Шеелит представлен только зернами идиоморфного облика, которые имеют четкое очертание углов и граней. Размер кристаллов в ассоциациях может составлять от 0,03 мм до 2(3) мм, редко вкрапленники более 1,5 см.

Шеелит находится в виде очаговой вкрапленности в кварцевых жилах, окварцованных участках геденбергитовых скарнов, на границе кварц-сульфид, реже шеелит встречается в сульфидах, где размер зерен гораздо мельче 0,03-0,2 мм, а форма более округлая, как бы с оплавленными углами и ребрами. Крупные кристаллы шеелита часто трещиноваты, по трещинкам развиваются сульфиды, кварц, кальцит.

В грейзенах и кварцево-шеелитовых жилах шеелиты часто содержат пойкилитовую вкрапленность идиоморфных микрокристаллов апатита, в сульфидных рудах иногда присутствуют (пойкилитовая вкрапленность апатита < 0,1 мм шлиф 19), наряду с кварцем (белый, темно-серый с жирным блеском), наблюдается в разной степени окварцованный пироксеновый скарн, пирротин.

В грейзенах по полевошпатовым метасоматитам шеелит часто замещает плагиоклазы, а в самих полевошпатовых метасоматитах – выполняет интерстиции идиоморфных кристаллов апатита.

Факторами, затрудняющими обогащение шеелита из шеелит-кварцевой руды, можно считать сокращение грейзеновых руд с крупной и богатой вкрапленностью шеелита. В шеелит-кварц-сульфидных рудах стали наблюдаться реликты скарновых минералов, а иногда и реликтовые участки скарнов, что приводит к образованию труднообогатимых сростков шеелита с пироксеном, амфиболом, хлоритом (см. шлифы 6,19).

Прожилково-вкрапленные руды и породы (см. шлифы 5, 7, 11, 14-15) с глубиной становятся более скарнированными, при сохранении основных своих характеристик – вида оруденения, типа пород, содержания полезных и вредных компонентов.

В измененных породах (скарны, скарнированные роговики, кварциты) вдоль прожилков и по периферии очаговых зон (шлиф 7) шеелит присутствует в виде ксеноморфных зерен (соотношения идиоморфного и ксеноморфного шеелита 10:1) размером от 0,01(0,02) мм до 0,1(0,2) мм. Колич-

чество шеелита ксеноморфного облика зерен размером $< 0,01$ мм составляет около 15%.

Появляется рассеянный шеелит по массе самой породы в биотитовых роговиках, гранодиоритах, по периферийным зонам кварц-шеелитовых прожилков в биотите возникает труднообогатимая ассоциация шеелит-биотит.

Вследствие ксеноморфной формы зерен шеелита его контуры в сростке извилисты, отмечается зазубренность его границ, что ухудшает раскрытие сростков в процессе измельчения руды.

Выводы:

Выполненными исследованиями по вещественному и минералогическому анализу метасоматических пород и руд показано, что в рудах текущей отработки месторождения Восток-2 не отмечено существенных изменений структурно-текстурных особенностей руды, размера зерен шеелита и степени его идиоморфизма.

Факторами, затрудняющими обогащение шеелита, можно считать сокращение грейзеновых руд с крупной и богатой вкрапленностью шеелита; увеличение доли труднообогатимых ассоциаций шеелита с пироксеном, амфиболом, железистым хлоритом и слюдами; отмечено его присутствие в измененных породах вдоль прожилков и по периферии очаговых зон, где шеелит в виде ксеноморфных зерен. В скарнах, биотитовых роговиках, гранодиоритах появляется рассеянный шеелит в объеме самой породы.

УДК 622.7

ОЧИСТКА НЕКОНДИЦИОННОГО ГЛИНОЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО ПРОДУКТА ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ПРОИЗВОДСТВЕ АЛЮМИНИЯ

**Барахтенко В.В.¹, Бурдонов А.Е.¹, Зелинская Е.В.¹,
Волянский В.В.², Гавриленко А.А.²**

¹ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск; ²ПАО «РУСАЛ Братский алюминиевый завод», г. Братск, Россия

Ежегодно на заводах по производству алюминия Объединенной компании «РУСАЛ» образуется большое количество техногенного сырья, которое после переработки может использоваться для получения первичного алюминия и других товарных продуктов. На одном только Братском алюминиевом заводе образуется около 40000 тонн в год твердых техногенных отходов. Наиболее крупнотоннажными являются хвосты флотации, шламы газоочистки, пыль электрофильтров и отработанная футеровка электролизеров, это фторуглеродсодержащие отходы, размещаемые на шламовых полях [1, 2].

Вместе со фторуглеродсодержащими отходами на Братском алюминиевом заводе в процессе технологических операций образуется около 36000 тонн загрязненного примесями глиноземсодержащего продукта. Следствием образования этого некондиционного сырья является просыпание первичного глинозема и фтористых солей сквозь вентиляционные решетки аэрационных каналов корпуса электролиза, неплотности в элементах конструкции оборудования, механизмов и моторизованной техники в процессе производства алюминия сырца на электролизерах с самообжигающимися анодами, при технологических операциях, поточно-регламентированных обработках и корректировке химического состава электролита, производимой дизельной и напольно-рельсовой техникой.

Технологическим сырьем засыпается часть ошиновки и «нулевой» отметки (подвальное помещение с опорными тумбами и колоннами, на которые устанавливаются электролизеры), что приводит к увеличению сопротивления проводника (ошиновки), ухудшению контактных соединений, неисправности изоляции электролизеров и потере сырья [3]. Также на «нулевую» отметку попадают алюминий и электролит при аварийных прорывах расплава из электролизера, окалина железа от металлоконструкций и кремний, образующийся от разрушения бетонного покрытия.

В результате образуется некондиционный глиноземсодержащий продукт, непригодный к использованию в процессе электролиза по причине существенного загрязнения глинозема соединениями железа и кремния, что значительно снижает технико-экономические показатели процесса электролиза [4].

Для получения вторичного глиноземсодержащего сырья с пониженным содержанием соединений кремния и железа и его возврата в процесс производства на ПАО «РУСАЛ Братск» разработана линия рассева смета, технологическая схема которой представлена на рисунке 1.

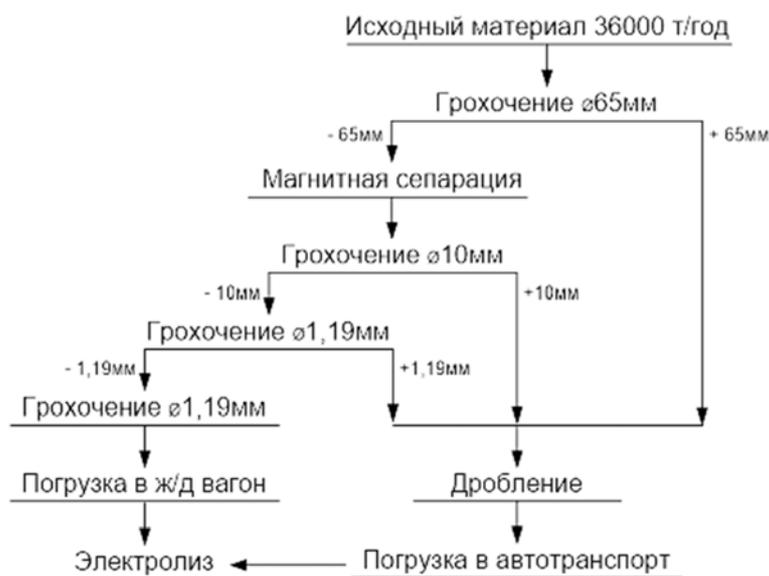


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки сметок ПАО «РУСАЛ Братск»

Результат опробования данной технологической схемы показал недостаточную очистку глиноземсодержащего продукта от примесей. В пересчете на SiO_2 массовая доля примесей кремния составила в среднем 2,4 %, в пересчете на Fe_2O_3 массовая доля примесей железа составила в среднем 2,6 %, при требуемых показателях 0,3 % и 0,2 % для SiO_2 и Fe_2O_3 , соответственно.

С целью совершенствования существующей технологической схемы были проведены исследования гранулометрического состава, выполнен химический и минералогический анализ некондиционного глиноземсодержащего сырья.

Загрязненный глиноземсодержащий продукт с территории электролизного цеха ПАО «РУСАЛ Братск», с «нулевой» отметки, представляет собой смесь мелкодисперсного порошка преимущественно размером минус 2,5 мм (в среднем 62,78 % по массе) с присутствием кусков размером от 0,5 до 6 см (в среднем 20,26 % по массе). В пробах содержатся куски алюминия размерами от 5 до 20 мм (в среднем 16,96 % по массе). Наибольшее содержание в пробах материала имеют классы крупности $-0,315+0,16$ мм в объеме 29,85 % и наиболее крупный класс $+2,5$ мм – 37,22 %.

Исследованиями определено содержание ценных компонентов и примесей в пробе различных классов. Установлено, что алюминий концентрируется во фракциях $-0,315+0,16$ мм (45,7 %) и $-0,16+0$ мм (48,8 %), кремний во фракции $-0,63+0,315$ мм (1,91 %), железо – во фракциях $-1,25+0,63$ мм (0,601 %) и $-0,63+0,315$ мм (0,62 %).

В минералогическом отношении материал состоит из криолита (Na_3AlF_6), хиолита ($\text{Al}_3\text{F}_{14}\text{Na}_5$), кварца, полевого шпата, углеродистого вещества и техногенной фазы состава $(\text{NaF}) \cdot 1,5\text{CaF}_2 \cdot \text{AlF}_3$. В продуктах выявлены фазы: темная, черно-серая и светлая, серовато-белая (рисунок 2).



Рисунок 2 – Загрязненный глиноземсодержащий продукт

Светлая фаза представлена преимущественно сферами, которые отличаются только по крупности. Доказано, что данные фазы имеют значительные различия в химическом составе сырья. В количественном соотношении во всех продуктах значительно преобладает светло-серая фаза (соотношение фракций в пробах 90:10 – 95:5).

Анализ исследуемых характеристик некондиционного глиноземсодержащего продукта, а также опробование действующей технологической схемы переработки и продукта показал возможность ее улучшения, в том числе за счет включения дополнительных операций сепарации. При этом необходимо учитывать, что глинозем для электролитического получения алюминия должен иметь влажность 2,5 % согласно ГОСТ 30558-98 «Глинозем металлургический. Технические условия».

В связи с этим, помимо доведения содержания примесей до кондиционных требований стоит задача получения сухого продукта. Поэтому для улучшения технологии очистки глиноземсодержащего продукта предпочтительными будут методы сухой сепарации, чтобы исключить дополнительные затраты на сушку сырья.

Исходя из результатов проведенных исследований, предложены способы сухой гравитации на воздушных классификаторах и разделение по различию в цвете на фотометрическом сепараторе с операциями дополнительного дробления.

Работа выполнена при финансовой поддержке ГЗ, проект № 11.8090.2017/БЧ.

Список литературы

1. Технология получения низкомолекулярного криолита из растворов очистки анодных газов алюминиевого производства / Гавриленко А.А. [и др.] // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Химия. – 2017. – Т. 10. № 1. – С. 22-29.

2. Производство фторида кальция из твердых и жидких отходов процесса получения алюминия / Баранов А.Н. [и др.] // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии. – 2015. – Т. 8. № 4. – С. 468-474.

3. Эбериль, В.И. Металлооксидные аноды нового поколения: результаты промышленных испытаний в хлорных электролизерах с ртутным катодом [Текст] / Эбериль В.И., Ромашин О.П., Дмитриев Ю.К. // Химическая промышленность сегодня. – 2005. – № 12. – С. 6-8.

4. Хлыстов, А.И. Оценка глиноземсодержащих отходов промышленности как сырья для синтезирования фосфатных связок [Текст] / Хлыстов А.И., Широков В.А. // В сборнике: Традиции и инновации в строительстве и архитектуре материалы 70-ой юбилейной Всероссийской научно-технической конференции по итогам НИР 2012 г. – Самарский государственный архитектурно-строительный университет. – 2013. – С. 137-139.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Бибанаева С.А., Скачков В.А. Сабирзянов Н.А.

ФГБУН Институт химии твердого тела Уральского отделения РАН,
г. Екатеринбург, Россия

Одной из наиболее острых современных проблем ресурсосбережения в металлургии является утилизация красных шламов (КШ). Производство алюминия из бокситовых руд сопровождается образованием большого количества отходов в виде красного шлама. При производстве одной тонны товарного алюминия с использованием способа Байера образуется около полутора тонн красного шлама, химический состав которого определяется составом и свойствами выщелачиваемого боксита, а также длительностью и условиями хранения в шламонакопителях.

В настоящее время является общепризнанным то, что проблемы охраны окружающей среды и нерациональное использование природных ресурсов могут быть решены при создании современных безотходных производств.

Современные предприятия глиноземного производства не обладают технологией комплексной переработки бокситов и складировать отходы в шламонакопителях, считая дальнейшую переработку экономически не целесообразной, создавая экологическую опасность для региона.

Учитывая особенности химического состава (высокое содержание оксидов железа и алюминия) и высокую дисперсность (содержание фракции минус 5 мкм достигает 80 %) в первую очередь практический интерес представляют методы утилизации красного шлама с максимальным переводом компонентов в товарные продукты. В наибольшей мере этим требованиям отвечают схемы, предусматривающие пирометаллургическую переработку шлама с получением металла и шлаков. Одним из вариантов этой схемы может быть прямое получение чугуна и высокоглиноземистых шлаков (клинкеров) на основе красных шламов. Другая технология предлагает более сложную схему, предусматривающую разделение шлама на магнитную и немагнитную фракции с получением железосодержащего концентрата (на производство чугуна), алюмосиликатного продукта (на производство цемента) и редкометалльного концентрата (на извлечение скандия) [1]. Однако существенным препятствием для использования красных шламов в черной металлургии является содержание в КШ щелочи, серы и влаги, т.к. эти примеси ухудшают качество получаемых продуктов.

Принципиально другой технологией, предлагаемой для утилизации КШ, является технология получения железоксидных пигментов, используемых при производстве лакокрасочных продуктов, керамики, строитель-

ных материалов и др. [2]. Перед прокаливанием красный шлам разделяют по классам крупности с отбором фракции до 0,02 мм и дополнительно от 0,02 до 0,045 мм. Прокалывание этих фракций осуществляют в контролируемой атмосфере с недостатком кислорода при температуре 500-1000 °С. В зависимости от температуры прокалывания, такой способ позволяет получить красные, черные, серые, коричневые пигменты.

Что же касается гидрохимических способов переработки КШ, то эти методы дают возможность селективного извлечения микрокомпонентов. К таким методам относится кислотное выщелачивание КШ, различают солянокислотные, азотнокислотные, сернокислотные способы. Такие технологии позволяют селективно извлекать в раствор такие полезные компоненты как скандий, металлы группы лантаноидов и других редких металлов [3].

Для извлечения из красного шлама макрокомпонентов применяют щелочные способы. Так для доизвлечения из КШ глинозема предлагается высокотемпературное автоклавное выщелачивание КШ.

В работе представлены результаты исследования по изучению влияния кальцийсодержащих добавок на степень извлечения алюминия в раствор при автоклавном выщелачивании отвальных шламов Богословского алюминиевого завода (БАЗ). Для эксперимента применяли красный шлам со шламохранилищ Богословского алюминиевого завода следующего состава масс. %: Al_2O_3 – 10.32, Fe_2O_3 – 47.82, SiO_2 – 5.35, TiO_2 – 0.67, CaO – 12.87, Na_2O – 0.94, оборотный раствор г/л: Al_2O_3 – 103.95, Na_2O – 312.2, SiO_2 – 0.32, μ_{Si} – 325, α_k – 4.94, в качестве кальцийсодержащих добавок использовали известь марки «ч.д.а.» [4] и поверхностно-карбонизированную известь (ПКИ) [5] в количестве до 10 масс. %.

Эксперименты проводились в лабораторном автоклаве серии 4560 компании Parag при температуре 250 °С в течение 2,5 ч при постоянном механическом перемешивании со скоростью 100 об/мин. Полученные продукты взаимодействия исследовались различными физико-химическими методами.

Показано, что процесс извлечения глинозема в раствор в случае с использованием извести «ч.д.а.» позволяет извлечь до 40 % глинозема, но при этом кремневый модуль раствора находится на очень низком уровне и достигает не более 125 ед., что говорит о том, что в раствор также перешел и кремнезем, что сильно снизило качество алюминатного раствора (таблица 1). Использование же ПКИ в качестве активной добавки позволяет увеличить степень выщелачивания глинозема в раствор до 55 % и увеличить кремневый модуль алюминатного раствора до 950 ед. (таблица 2). Это делает возможным применение ПКИ в процессе довыщелачивания КШ с целью доизвлечения глинозема.

Таблица 1 – Химический состав алюминатных растворов после довыщелачивания КШ с добавлением ПКИ

Дозировка ПКИ, масс. %	Na ₂ O, г/л	Al ₂ O ₃ , г/л	SiO ₂ , г/л	Модуль кремневый	Степень извлечения, %
0	303.56	130.6	0.66	197	38
1	291.17	143.08	0.149	960	54
10	328.34	144.84	0.23	629	55

Таблица 2 – Химический состав алюминатных растворов после довыщелачивания КШ с добавлением извести «ч.д.а.»

Дозировка извести «ч.д.а.», масс. %	Na ₂ O, г/л	Al ₂ O ₃ , г/л	SiO ₂ , г/л	Модуль кремневый	Степень извлечения, %
0	303.56	130.6	0.66	197	38
1	272.58	135.93	1.09	125	40

Тем не менее, несмотря на многовариантность решения поставленной задачи, все известные на сегодняшний день способы утилизации красного шлама не нашли применения на практике, т.к. являются достаточно финансовозатратными, и их внедрение не могут себе позволить большинство алюминиевых заводов. Рекультивация остается наиболее простым решением проблемы отходов.

Работа выполнена в соответствии с государственным заданием и планами НИР ИХТТ УрО РАН (№ АААА-А16-116122810213-2).

Список литературы

1. Гидрохимические способы комплексной переработки боксита /Н.А. Сабирзянов, С.П. Яценко; Екатеринбург: ИХТТ УрО РАН, 2006. 384 с.
2. Пат. 2346018 Российская Федерация, МПК С09С1/24. Способ получения черного железистоокисного пигмента/ Исмагилова Г.В.; заявитель и патентообладатель Колесниченко М.П. – № 2007117268/15; заявл. 08.05.2007; опубл. 10.02.2009.
3. Лавренчук В.Н., Стряпков А.В., Коковин Е.Н. Скандий в бокситах и глинах. Каменск-Уральский, 2004. 291с.
4. Реактивы. Кальция оксид. Технические условия: ГОСТ 8677-76. – Взамен ГОСТ 8677-66; введ. 30.06.1977.
5. Пат. 2287496 Российская Федерация, МПК С04В2/10, F27В21/00. Способ получения извести и установка для его осуществления / Уфимцев В.М.; заявитель и патентообладатель ГОУ ВПО Уральский государственный технический университет – УПИ. – №2005112824/03; заявл. 27.04.2005; опубл. 20.11.2006, Бюл. №32. – 10 с.

ПЕРЕРАБОТКА АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ОАО «КРАСЦВЕТМЕТ» ПО СПОСОБУ СПЕКАНИЯ С ДОИЗВЛЕЧЕНИЕМ ИЗ НИХ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ

Шепелев И.И.¹, Сахачев А.Ю.², Дашкевич Р.Я.³, Головных Н.В.⁴,
Рылова Р.И.⁵, Жижаев А.М.⁶

¹НИО ООО «ЭКО-Ижиниринг», ²АО «РУСАЛ Ачинск», г. Ачинск;

³ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск,

⁴Институт геохимии СО РАН, г. Иркутск, ⁵Ачинский колледж ОТиБ, г. Ачинск,

⁶Институт химии и химической технологии СО РАН, г. Красноярск, Россия

В мировой практике алюминиевой промышленности основным сырьем являются бокситы [1-2]. В России разработана технология производства глинозема из нефелиновых руд, основанная на спекании их с известняком [3]. В последние годы запасы кондиционного нефелинового сырья сокращаются и для переработки некондиционной руды, размещенной в специальных отвалах, требуется ввод алюминийповышающих добавок, в том числе техногенного происхождения [4-5]. Вовлечение во вторичную переработку техногенных алюминийсодержащих материалов не только позволит доизвлекать из них ценные компоненты, но и снизить антропогенную нагрузку на окружающую природную среду. Одними из таких техногенных материалов могут стать алюминийсодержащие отходы, которые образуются при переработке отработанных катализаторов на заводе ОАО «Красцветмет» (г. Красноярск) и содержат до 50 % Al_2O_3 . Образование этого отхода в год составляет более 600 т. Известно, что завод ОАО «Красцветмет» расположен в черте г. Красноярска в жилом массиве. Поэтому накопление отходов существенно осложняет работу предприятия.

В АО «РУСАЛ Ачинск» были проведены опытно-промышленные испытания по вводу алюминийсодержащего отхода ОАО «Красцветмет» в технологию получения глинозема. Для установления возможности использования алюминийсодержащего отхода производства ОАО «Красцветмет» с влажностью до 65 % и определения возможных точек его ввода в технологии получения глинозема и содопродуктов были предварительно проведены исследования по растворимости данного отхода в технологических растворах комбината.

Техногенный продукт представлял собой пастообразный материал светло-серого цвета с желтоватым или зеленоватым оттенком. Этот отход не токсичен, не летуч, не образует пыли, устойчив к воздействию окружающей среды, пожаровзрывобезопасен. Основным веществом данного отхода является *гидроксид алюминия* $Al(OH)_3$. Химический анализ алюминийсодержащего отхода ОАО «Красцветмет» проводили в аккредитованной центральной испытательной лаборатории АО «РУСАЛ Ачинск». Химический состав алюминийсодержащих отходов ОАО «Красцветмет»

представлен в таблице 1. Данные, приведенные в таблице 1, показывают, что основным компонентом является оксид алюминия, в данном отходе также присутствуют значительные количества соединений натрия. Прочие компоненты содержат соединения в значительных количествах хлоридов, химически связанной воды.

**Таблица 1 – Химический состав алюминий содержащих отходов
ОАО «Красцветмет»**

Наименование материала	Содержание компонентов, %					
	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Прочие
Отход производства ОАО «Красцветмет»	40,0	26,2	1,6	0,11	0,13	31,89

По фазовому составу данный отход представляет собой гидроксид алюминия в аморфной форме. Известно, что он отличается повышенной реакционной способностью при взаимодействии в щелочных и кислых средах.

Нами были проведены предварительные исследования по прокалке концентрата с целью определения возможного его вовлечения в печи кальцинации. Для этого был исследован фазовый минералогический анализ прокаленного промпродукта. Пробу данного отхода растворяли в содощелочном растворе, а затем полученный раствор выпаривали и солевой остаток прокаливали при температуре 1270 °С. По данным рентгенофазового анализа ЦИЛ ОАО «РУСАЛ Ачинск» минералогический состав пробы солевого остатка содержал следы α-Al₂O₃ (3 %), основной состав прокаленного продукта был представлен хлоридом натрия. Исследованиями по растворимости алюминийсодержащего отхода было также отмечено, что при растворении непромытого гидроксида алюминия в щелочных растворах с повышенным содержанием каустической щелочи основное вещество его переходит в раствор в виде алюмината натрия. Поэтому было предложено для проведения опытно-промышленных испытаний на АО «РУСАЛ Ачинск» пробу данного отхода не подвергать промывке и предварительному растворению, а использовать пробу текущего состава.

В лабораторных условиях проверена возможность растворения гидроксида алюминия, содержащегося в данном отходе, в каустическом и в содощелочном растворах с повышенным каустическим модулем (3,0-3,4 ед.). В процессе настоящих исследований было проведено две серии опытов. Для первой серии был приготовлен каустический раствор с содержанием Na₂O 85 г/дм³. Навеску концентрата в количестве 50 г вводили в стакан с предварительно нагретым до 70 °С раствором и перемешивали на магнитной мешалке в течение 15 минут. Количество раствора указанной концентрации составляло 350 мл. В течение указанного времени опыта произошло полное растворение алюминийсодержащего отхода. В

результате гидроксид алюминия, присутствующий в отходе, практически полностью прореагировал с каустической щелочью по реакции:



с образованием алюмината натрия.

Вторая серия опытов моделировала процесс растворения алюминийсодержащего отхода в содощелочном растворе с каустическим модулем 3,0-3,4 ед., то есть условия возможной переработки данного отхода в процессе выщелачивания глиноземсодержащего спека. Для выщелачивания был взят промышленный содощелочной раствор, состав которого приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Состав содощелочного раствора

Наименование раствора	Содержание компонентов, г/дм ³					
	Al ₂ O ₃	R ₂ O _{общ}	R ₂ O _{кв}	R ₂ O _{кб}	M _{кв} , ед.	SiO ₂
Содощелочной раствор АО «РУСАЛ Ачинск»	18,87	66,65	34,1	32,55	2,97	0,066

Для растворения была взята навеска предварительно высушенного при температуре 100 °С алюминийсодержащего отхода в количестве 50 г. Количество раствора составляло 500 мл. Выщелачивание проводили на магнитной мешалке при температуре 70 °С в течение 40 минут. После выщелачивания раствор отфильтровывали на вакуумной воронке. На фильтровальной бумаге в результате фильтрации был обнаружен нерастворимый осадок в количестве 1,8 г. Это соответствует степени растворимости 96,4 %. Опыт подтвердил принципиальную возможность растворения данного отхода в содощелочном растворе. Дополнительно были проведены исследования по растворимости алюминийсодержащего отхода ОАО «Красцветмет» в оборотном растворе, отобранном в технологическом цикле глиноземного цеха АО «РУСАЛ Ачинск». В заводских условиях в лаборатории технологии глиноземного производства ЦИЛ ОАО «РУСАЛ Ачинск» были поставлены полупромышленные эксперименты по растворимости алюминийсодержащего отхода. Для чего 12,7 г концентрата растворили в 145 г оборотного содощелочного раствора и изучали кинетику его растворения. Исходные заводские оборотные содощелочные и отфильтрованные растворы с добавкой концентрата анализировали в ЦИЛ ОАО «РУСАЛ Ачинск». Результаты анализа приведены в таблице 3.

Проведенные исследования показали, что алюминийсодержащий отход производства ОАО «Красцветмет» достаточно хорошо растворим в каустических, содощелочных оборотных растворах цеха гидрохимии АО «РУСАЛ Ачинск». Учитывая, что для выщелачивания спека и перевода из него алюминатов натрия и калия в раствор используется оборотный содощелочной раствор с каустическим модулем 3,0-3,4 ед., подача алюми-

нийсодержащего отхода ОАО «Красцветмет» на передел выщелачивания может быть реализована следующими способами. Первый – смешение данного отхода со спеком, направляемым на дробление в отделение дробления спека цеха спекания. В дальнейшем данный отход вместе с массой дробленного спека должен подаваться на выщелачивание в трубчатые аппараты проточного выщелачивания или мельницы агитационного выщелачивания. Вторым и наиболее реальным с точки зрения внедрения вариантом подачи данного отхода можно считать вовлечение его в сырьевую шихту.

Таблица 3 – Результаты анализа растворимости алюминийсодержащего отхода в оборотном растворе АО «РУСАЛ Ачинск»

Наименование анализируемого раствора	Содержание компонентов, г/дм ³			
	Al ₂ O ₃	Na ₂ Oобщ	Na ₂ Oкк	SiO ₂
Оборотный раствор глиноземного цеха	36,7	58,9	37,2	0,169
Оборотный раствор с растворенным отходом	155	40,3	36,4	0,010

Опытно-промышленные испытания проводили в два этапа. На первом этапе алюминийсодержащий отход, образуемый в технологическом процессе ОАО «Красцветмет», доставляли на промплощадку цеха гидрохимии и вводили в мельницу размол гидратных корок, расположенную в данном цехе. Полученную в мельнице пульпу подавали на смешение с белым шламом обескремнивания и далее перекачивали в растворные коррекционные бассейны сырьевого цеха, откуда пульпа поступала в составе оборотного раствора в мельницы отделения приготовления шихты с последующим ее спеканием во вращающихся печах цеха спекания. На втором этапе испытаний по вводу опытной партии алюминийсодержащего отхода в переработку осуществляли путем смешения со спеком, направляемым на дробление в отделение дробления спека цеха спекания. Алюминийсодержащий отход выгружали на территории существующей площадки промежуточного складирования спека, доставляемого автотранспортом из ПО-2 к узлу приема спека отделения дробления спека. Далее, совместно с недробленным спеком, данный отход направляли в перегрузочный узел С-2 ОДС через промежуточные конвейеры № 11, 12. Затем смесь спека и отхода направляли на дробление, а после этого – в силоса хранения спека № 1-5. В дальнейшем алюминийсодержащий отход вместе с массой дробленного спека поступал из силосов на выщелачивание в трубчатые аппараты и мельницы размол цеха выщелачивания спека, где происходило извлечение оксида алюминия из концентрата в алюминатный раствор. В процессе аналитического контроля при проведении промышленных испытаний по

вводу этого отхода в сырьевую шихту дополнительных нежелательных химических соединений в составе шихты и спека не отмечено.

Опытно-промышленные испытания показали, что ввод алюминийсодержащего отхода ОАО «Красцветмет» в сырьевую шихту технически достаточно легко осуществим путем его дозирования в мельницу размола гидратных корок, расположенную в цехе гидрохимии, и последующего его направления в растворные коррекционные бассейны сырьевого цеха и далее – на приготовление известняково-нефелиновой шихты. Учитывая влажное состояние отхода, ввод его в данную мельницу можно осуществлять только при положительных температурах наружного воздуха, или необходимо организовать размораживание поставляемых партий в цехе гидрохимии. Ввод отхода в отделение дробления спека цеха спекания ввиду его большой влажности в настоящее время невозможен, так как приводит к образованию труднорастворимых корок на поверхности спека, которые препятствуют извлечению алюминия в алюминатный раствор при последующих технологических операциях на переделе выщелачивания.

Ввод отхода в отделение дробления спека возможен только в сухом состоянии при влажности не более 10 % с предварительной сушкой его на ОАО «Красцветмет».

Расчет ожидаемого экономического эффекта от ввода алюминийсодержащего отхода ОАО «Красцветмет» в известняково-нефелиновую шихту показал, что при переработке данного отхода дополнительно извлекается более 200 т/год глинозема, и дополнительная прибыль предприятия составит более 3 млн. рублей с учетом затрат на доставку и переработку отхода.

Список литературы

1. Сизяков В.М. 80 лет алюминиевой промышленности России // Цветные металлы, 2012, №5. – С.76-84.
2. Roelof D.Hond. Alumina yield in the Bayer process past present and prospects // Light Metals, 2007. – Pp.3742-3758.
3. Арлюк, Б.И. Комплексная переработка щелочного алюминийсодержащего сырья / Б.И. Арлюк, Ю.А. Лайнер – М.: Металлургия, 1994. – 384 с.
4. Holappa, L. Slags in ferroalloy production – review of present knowledge / L.Holappa, Y.Xiao // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 2004. Vol.104. – Pp.429-437.
5. Дашкевич, Р.Я. Вовлечение в переработку некондиционного нефелинового сырья с применением глиноземсодержащих добавок / Р.Я. Дашкевич, И.И. Шепелев, Н.В. Головных и [др.] // Сб. докл. II Международного конгресса «Цветные металлы Сибири – 2011». Красноярск, 7-9 сентября 2011 г. – С. 88-90.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ТЕХНОГЕННЫХ ДОБАВОК

Шепелев И.И.¹, Головных Н.В.², Чудненко К.В.², Сахачев А.Ю.³

¹НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, ²Институт геохимии СО РАН, г. Иркутск,
³АО «РУСАЛ Ачинск», г. Ачинск, Россия

Метод физико-химического моделирования с применением компьютерных средств был успешно апробирован при обосновании экологически безопасных технологий, связанных с переработкой алюминиевого сырья [1]. В ходе оптимизации процессов при производстве глинозема и алюминия разработаны компьютерные пакеты, содержащие базовые имитационные модели. С привлечением методов производственного контроля и геохимического мониторинга разработана методика моделирования компонентов выброса и отходов. Производственно-техногенные циклы, взаимодействующие с внешней средой, рассматриваются как единые геоинформационные системы [2].

С использованием разработанной термохимической модели была проведена оптимизация составов исходной шихты глиноземного производства, что позволяет более эффективно использовать в процессе спекания все ценные компоненты, содержащиеся в разных видах сырья и модульных добавках. Так, на примере моделирования процессов применяемого на отечественных заводах «мокрого» способа спекания можно видеть определенные качественные изменения в составе продуктов спекания глиноземной шихты при подмешивании к нефелиновому сырью бокситов одного из российских месторождения (таблица 1).

**Таблица 1 – Расчетный состав основных продуктов спекания глиноземных шихт
(W = 40 %)**

T, °C	Состав, % масс.				
	Алюминаты	Ортосиликаты	Шпинелиды	Метасиликаты	Сульфаты
Нефелиновая шихта					
1300	13,34	35,43	13,56	4,75	1,38
Шихта нефелин / боксит = 8:1					
1300	14,87	34,15	13,03	4,82	1,52
Шихта нефелин / боксит = 4:1					
1300	16,39	32,86	12,49	4,89	1,65

Результаты моделирования процессов спекания глиноземных шихт, представленные в таблице 1, показывают, что ввод ценного компонента позволяет улучшить фазовый состав спека, при этом соотношение сопутствующих балластных минералов (алюмосиликатов, шпинелидов и др.) и технологических фаз (NaAlO_2 и Ca_2SiO_4) можно ограничить в оптималь-

ных пределах $\leq 1:(5-6)$ масс. Согласно производственному опыту, соответствующая корректировка и оптимизация компонентного состава шихтовых материалов на основе данных фазового состава промежуточных и конечных продуктов спекания способствует – за счет создания условий для эффективного взаимодействия составляющих – снижению расхода сырья, модульных добавок и топлива на 2-3 % [3].

В России, когда из-за нехватки латеритных бокситов Байера переработка имеющихся видов глиноземного сырья ведется способом спекания, накопление в технологическом цикле посторонних соединений может вызывать ряд эколого-технологических осложнений [4]. В настоящей работе проблема «малых» примесей глиноземного производства потребовала детального ее изучения в связи с использованием в качестве добавки в известняково-нефелиновую шихту шлаков ферротитанового производства [5], отличающихся повышенным содержанием алюминия и наличием примесей (до 2-5 %). В качестве меры для вывода накопленных в растворах примесей предполагается режим, при котором регулируется окислительно-восстановительная среда, температура процесса, содержания примесей и добавка раствора, необходимого для поддержания концентрации и конверсии примеси в малорастворимую форму или шлам. Каустический модуль алюминатного раствора поддерживается в соответствии с технологией в пределах: $\alpha_{\text{кы}} = 1,65-2,97$ [6]. В этом случае контроль реальных процессов представляет собой достаточно сложную многофункциональную задачу. При этом алюминаты и примеси, образуя взаимную систему компонентов, способны сообща влиять на протекающие процессы и производственные показатели.

В ходе физико-химического моделирования гидрохимических процессов с участием малых примесей (на примере соединений хрома) методика исследований сводилась к компьютерному расчету равновесия всех возможных компонентов в условно замкнутой физико-химической системе. Для учета различных факторов применялся порядок модельных серий, что позволило выявить изменение равновесных составов, используя систему параметров. Результаты моделирования отражены в виде ряда взаимосвязанных графических зависимостей, показанных на рисунке 1.

Анализ модельных данных позволяет сделать следующие выводы:

1. Коэффициент избытка воздуха при $c = 0$ характеризует закрытую систему (восстановительная среда), в интервале $c = 0-1$ частично или полностью открытую систему (допускается воздухообмен). Растворимость алюминия зависит от температуры, в закрытой системе она максимальная. Содержание $Al(OH)_4^-$ в растворе при $c = 0$ на 4 % выше, нежели при $c = 1$. В присутствии хроматов, влияющих на ионный баланс по натрию, растворимость алюминия снижается. Хроматы растворены в виде ионов $Cr(OH)_6^{3-}$ и CrO_4^{2-} . В открытой системе преобладают ионы $Cr(VI)$, в закрытой – ионы $Cr(III)$. Соотношение $Cr(VI)/Cr(III + VI)$, означающее формаль-

но степень окисления хрома, при $c = 1$ и $c = 0$ соответственно равно 98,5 и 48,5 %. Образование твердых соединений хрома без активного восстановителя практически затруднено.

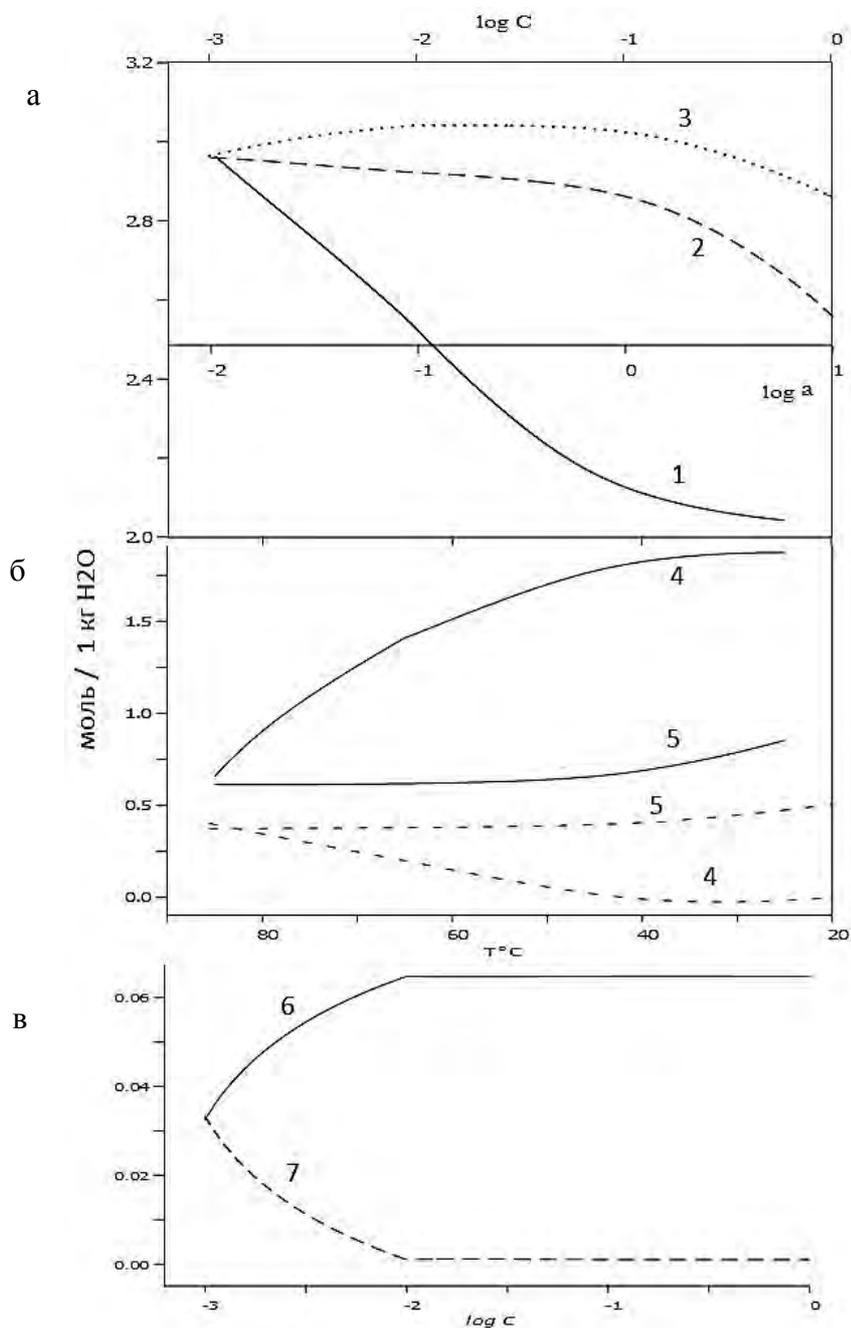


Рисунок 1:

- а) содержание алюминат-ионов в зависимости от температуры T (1), содержания хроматов $\log a$ (2) и избытка воздуха $\log c$ (3)
 — влияние T , °C; — — — влияние содержания хроматов $\log a$;
 влияние избытка воздуха $\log c$;
- б) содержание твердых фаз в зависимости от температуры T (4) и содержания хроматов $\log a$ (5):
 — сумма гидроксидов алюминия; — — — твердый раствор $\text{NaAlO}_2 - 2 \text{NaOH}$
- в) содержание ионов CrO_4^{2-} (6) и Cr(OH)_6^{3-} (7) в зависимости от избытка воздуха $\log c$

2. Процессы охлаждения алюминатных растворов наиболее благоприятны для проведения технологических операций по их декомпозиции (разложению). Снижение температуры от 85 до 25 °С уменьшает растворимость алюминия в системе с 2,96 до 2,04 моль/кг. При этом содержание основных твердых фаз – бемита, гиббсита и байерита – заметно возрастает. Пониженная температура способствует уменьшению устойчивости твердого раствора щелочного алюмината натрия. В этих условиях растворимость хрома в системе максимальная. Возрастает термодинамическая устойчивость ионов CrO_4^{2-} , что приводит к смещению равновесия в сторону уменьшения концентраций $Cr(III)$.

3. Мольное соотношение Cr/Al влияет на степень взаимодействия соединений, при $a = 1$ составляет 0,016 (весовое – 0,032), что выше порога взаимодействия хрома и алюминия. При изменении a в пределах от 0,04 до 5 растворимость алюминия уменьшается с 2,98 до 2,56 моль/кг (при $a = 1$ она равна 2,86 моль/кг). Происходит частичное высаливание алюминия из растворов под действием хроматов. При повышенном содержании хрома эффект высаливания достигает 14,1 %. Если $a = 5$, то растворимость хрома максимальна, а степень его окисления равна 98,5 % ($c = 1$).

4. Модельные расчеты показывают, что при каустическом модуле $\alpha_{ку} > 1,75$ процесс декомпозиции алюминатных растворов затруднен. Значения $\alpha_{ку} < 1,6$ приводят к разложению алюминатных растворов, однако могут вызывать недоизвлечение глинозема. Диапазон изменения добавки раствора $d = 0,9-1,1$ является наиболее оптимальным, что хорошо согласуется с технологическими данными [7]. В этих пределах коэффициент d стабилизирует равновесный состав системы.

Согласно производственным исследованиям [5], весовое содержание Al_2O_3 и Cr_2O_3 в шлаках ферротитанового производства соответственно в 1,9 и 125 раз больше, чем в нефелиновой руде (при равном смешивании Cr/Al до 0,05-0,06). Поэтому в процессе промышленных испытаний на АО «РУСАЛ Ачинск» по вводу в шихту данных шлаков осуществлялось определение хрома и алюминия в промежуточных и товарных продуктах глиноземного и содового производства. В ходе данного контроля установлено, что при вводе 2,3 % шлака ($Cr/Al \sim 0,003-0,004$) содержание Cr_2O_3 в шихте увеличилось на 0,02 %; а в спеках печей №№ 1-10 – на 0,03 %. В алюминатном растворе не отмечено заметного повышения концентрации хрома. Следовательно, можно сделать вывод о переходе основной массы хрома при выщелачивании в нефелиновый шлак. В процессе обескремнивания часть хрома перешла с твердой фазой алюминатного раствора в белый шлак — содержание Cr_2O_3 в нем увеличилось на 0,017 %. При этом не выявлено ухудшения процессов обескремнивания и регенерации при увеличении содержания хрома в белом шлаке. В содовом растворе, передаваемом в цех кальцинированной соды, рост содержания хрома не отмечен, его содержание при вводе шлака составило 0,00048 %. Следовательно,

концентрация хрома при оптимальных дозировках шлака в шихту не вызывает осложнений в технологии. В глиноземе содержание соединений хрома за период проведения испытаний также не изменилось. Ситуация, требующая специального вывода хрома, может возникнуть при большей дозировке ферротитанового шлака или использовании более высокохромистых добавок, например, при добавках алюмогетитовых бокситов [4] (когда технологическое соотношение $Cr/Al > 0,04-0,05$).

Таким образом, использование метода физико-химического моделирования в глиноземном производстве дает возможность определить оптимальные значения технологических параметров: расход сырья и топлива, соотношение компонентов в шихте, выход и качество продуктов, состав и количество отходов. Прогнозируется порог влияния примесей на технологию, что позволяет корректировать дозировку техногенных добавок, определить меры по выводу «малых» примесей и минимизации техногенных нагрузок. Имитационные модели могут быть использованы при разработке методов контроля в качестве компонента программного обеспечения в системах управления технологическими процессами.

Список литературы

1. Головных Н.В. Физико-химическое обоснование экологически безопасных технологий производства глинозема при переработке алюминиевого сырья по способу спекания / Н.В. Головных, В.А. Бычинский, И.И. Шепелев и др. // Цветная металлургия, 2005, № 8. – С. 15-24.
2. Чудненко К.В. Использование метода физико-химического моделирования при оптимизации техногенных систем и технологических процессов. Экологические проблемы Северных территорий и пути их решения / К.В. Чудненко, Н.В. Головных // Материалы III-ей Всероссийской научной конференции с международным участием. 2010. – С. 31-36.
3. Головных Н.В. Использование имитационного моделирования при разработке геоэкологического мониторинга и оптимизации технологических процессов в алюминиевой промышленности. – Цветная металлургия / Н.В. Головных, В.А. Верхозина, К.В. Чудненко, И.И. Шепелев // Nonferrous metallurgy. 2014, № 3, май-июнь. – С. 44- 46.
4. Абрамов В.Я. Комплексная переработка нефелино-апатитового сырья / Абрамов В.Я., Алексеев А.И., Бадалянц Х.А. М.//Изд-во Металлургия, 1990. – 392 с.
5. Шепелев И.И. Исследование измельчаемости нефелиновой руды и шлака ферротитанового производства для переработки их по спекательной технологии /И.И. Шепелев, Н.К. Алгебраистова, А.Ю. Сахачев и др. // Вестник ИрГТУ, 2017, №11. С. 167-178.
6. Абрамов В.Я. Комплексная переработка нефелино-апатитового сырья / Абрамов В.Я., Алексеев А.И., Бадалянц Х.А. М. – Изд-во Металлургия, 1990. – 392 с.
7. Бричкин В.Н. Процессы массовой кристаллизации из растворов в производстве глинозема / В. Н. Бричкин, В. М. Сизяков // Федер. агентство по образованию, С.-Петербург. гос. горный ин-т им. Г. В. Плеханова (техн. ун-т). – СПб. : СПбГГИ, 2005. – 134 с.: ил.; 20 см. – Библиогр.: с. 128-133. – ISBN 5-94211-159-6.

ИССЛЕДОВАНИЕ СКОРОСТИ РАЗЛОЖЕНИЯ ФТОРИДА АММОНИЯ ПРИ ВСКРЫТИИ ИЛЬМЕНИТОВЫХ ШЛАКОВ И КОНЦЕНТРАТОВ

Багдасарян Г.С.

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия

На данный момент существует необходимость перехода от старых технологий получения диоксида титана из руд, концентратов и шлаков к более прогрессивным. Серноокислый метод получения, широко применяемый в промышленности, имеет недостатки: сложность и многостадийность процессов и многочисленные отходы. Альтернативой является фтораммонийный метод получения диоксида титана. Этот метод прост и позволяет регенерировать фторирующий агент: фторид аммония. Так достигается замкнутость технологического процесса и недостатки, приведённые выше, сводятся к минимуму [1].

Фторид аммония получают как побочный продукт при производстве фосфатных удобрений из апатита или фосфорита, что уменьшает затраты на производство [2].

При взаимодействии ильменита с фторидом аммония параллельно протекают две реакции: основная – фторирование ильменита и побочная – разложение фторида аммония. Чтобы исключить влияние последней при проектировании реакторов необходимо провести исследования по скорости его разложения.

Ход эксперимента выглядел следующим образом. Фторид аммония массой 2 г загружался в платиновый тигель (1) (рисунок 1), а он – в печь с нагревательным элементом. Печь (2) подключена к блоку питания (4), который позволял поддерживать постоянную температуру. Вместе с этим производилось измерение массы с помощью аналитических весов (3). Показания весов стекали на компьютер (5, 6) и фиксировались с интервалом в 10 секунд между соседними измерениями. На компьютере автоматически строился график зависимости массы фторида аммония при трёх различных температурах (175 °С, 210 °С и 245 °С) от времени разложения.

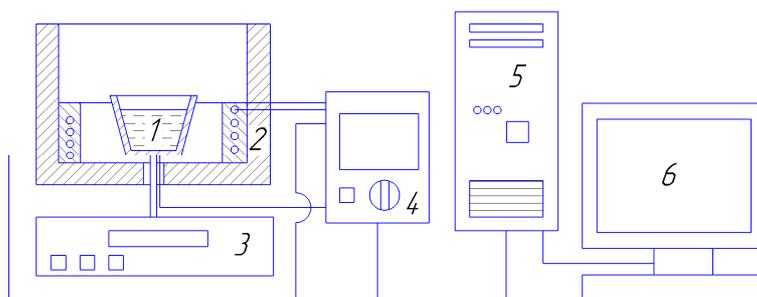


Рисунок 1 – Схема кинетической установки

Произведён пересчёт на степень разложения (рисунок 2).

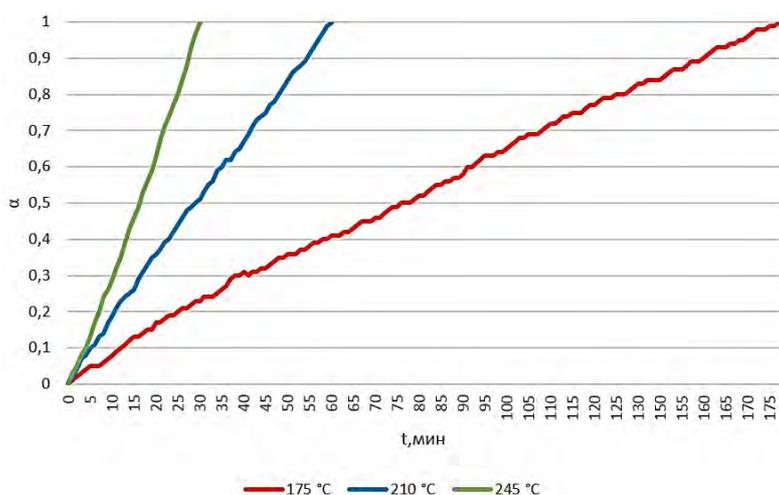


Рисунок 2 – Зависимости степени разложения от времени

Для описания процесса разложения была использована модель сокращающейся сферы. Отсюда определяются температурные константы скорости при трёх температурах. Для нахождения предэкспоненциального множителя и энергии активации процесса пользуемся уравнением Аррениуса. Это позволяет получить конечное выражение для степени разложения:

$$\alpha = 1 - (1 - 0,24 \cdot e^{-\frac{31500}{RT}} \cdot t)^3.$$

Расчёт производился по методике, указанной в источнике [3].

Полученное выражение помогает рассчитать массу фторида аммония, разлагающегося при данной температуре и времени протекания химической реакции. Зная массу фторирующего агента, загружаемого в реактор, можно определить, сколько вещества уходит на побочную и основную реакцию, так:

$$m_o = m - m_{п},$$

где m_o – масса фторида аммония, идущего на основную реакцию, $m_{п}$ – масса фторида аммония, идущего на побочную реакцию, m – масса фторида аммония, поступающего в реактор.

Полученное выражение можно использовать при вычислении геометрических размеров химических реакторов или/и при определении их производительности, при заданных начальных условиях. Эти кинетические данные могут быть полезны в технологиях получения различных соединений, в том числе и диоксида титана.

Список литературы

1. Дьяченко А.Н. // Журн. Известия Томского политехнического университета. 2006. Т. 309. № 3. С. 99-101.
2. Раков Э.Г. Фториды аммония. М.: ВИНТИ, 1988. 155 с.
3. Дьяченко А.Н. Практикум по гетерогенной химической кинетике. Т.: ТПУ, 2004. 23 с.

ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ МЕДИ В МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ ФАЗЕ ПРИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОМ ПЛАВЛЕНИИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ АРТЁМОВСКОГО РУДНИКА

Павлов М.В.¹, Морозов Ю.П.², Павлов В.Ф.¹, Павлов И.В.¹

¹СКТБ «Наука» Красноярского научного центра, г. Красноярск;

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Накопленные огромные количества хвостов обогащения являются сложными объектами для переработки обогатительными и химическими методами. Одним из таких объектов являются хвосты обогащения Артёмовского рудника (Красноярский край).

Целью данной работы является использование метода глубокого восстановительного плавления хвостов обогащения с разделением расплава на металлическую часть, содержащую цветные и благородные металлы и силикатную часть.

Химический состав проб лежалых хвостов обогащения Артёмовского рудника, представленных на исследование, показан в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты рентгенофлуоресцентного анализа проб

Элементы	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	Cl	K ₂ O	CaO	TO ₂
Масс. %	5,15	7,0	27,5	0,13	12,1	0,63	2,33	16,5	0,89
Элементы	MnO	Fe ₂ O ₃	CuO	As ₂ O ₃	ZrO ₂	CeO ₂	Nd ₂ O ₃	Au,г/т	
Масс. %	0,19	26,3	0,2	0,120	0,14	0,15	0,22	1,9	

Массовая доля золота в пробах определена пробирной плавкой с атомно-абсорбционным окончанием на аналитическом приборе analyst400. Плавление шихты осуществлялось на плавильном индукционном комплексе КИТ-25. В качестве восстановителя использовался бурый уголь. Максимальная температура плавления 1600-1650 °С, время плавления 2 часа. Охлаждение расплава с тиглем.

В процессе восстановительного плавления происходит разделение силикатной и металлической частей расплава, которые легко разделяются по контакту после охлаждения расплава. Химический состав силикатной части расплава определён рентгенофлуоресцентным методом на приборе типа Ranger 2 (Германия). Результаты представлены в таблице 2.

Из таблицы 2 следует, что за время плавления шихты окислы железа восстановились до остаточного содержания в силикатной части равной 0,19 мас. %, что свидетельствует о высокой степени разделения железа в процессе восстановительного плавления во вспененной ванне. Вспенивание расплава обусловлено выделяющимися восстановительными газами. В

процессе восстановительного плавления медь, мышьяк также перешли в металлическую часть расплава. Сера в соответствии с основностью расплава перераспределилась между металлической и силикатной частями. Как показывают результаты элементного картирования на электронном микроскопе ТМ-3000, сера в основном ассоциирована с кальцием (рисунок 1).

Таблица 2 – Результаты рентгенофлуоресцентного анализа пробы восстановленного расплава

Элементы	Na ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅
Масс. %	1.39	8.15	5.63	47.0	0.39
Элементы	SO ₃	K ₂ O	CaO	TiO ₂	Fe ₂ O ₃
Масс. %	10.4	1.04	25.3	0.33	0.19

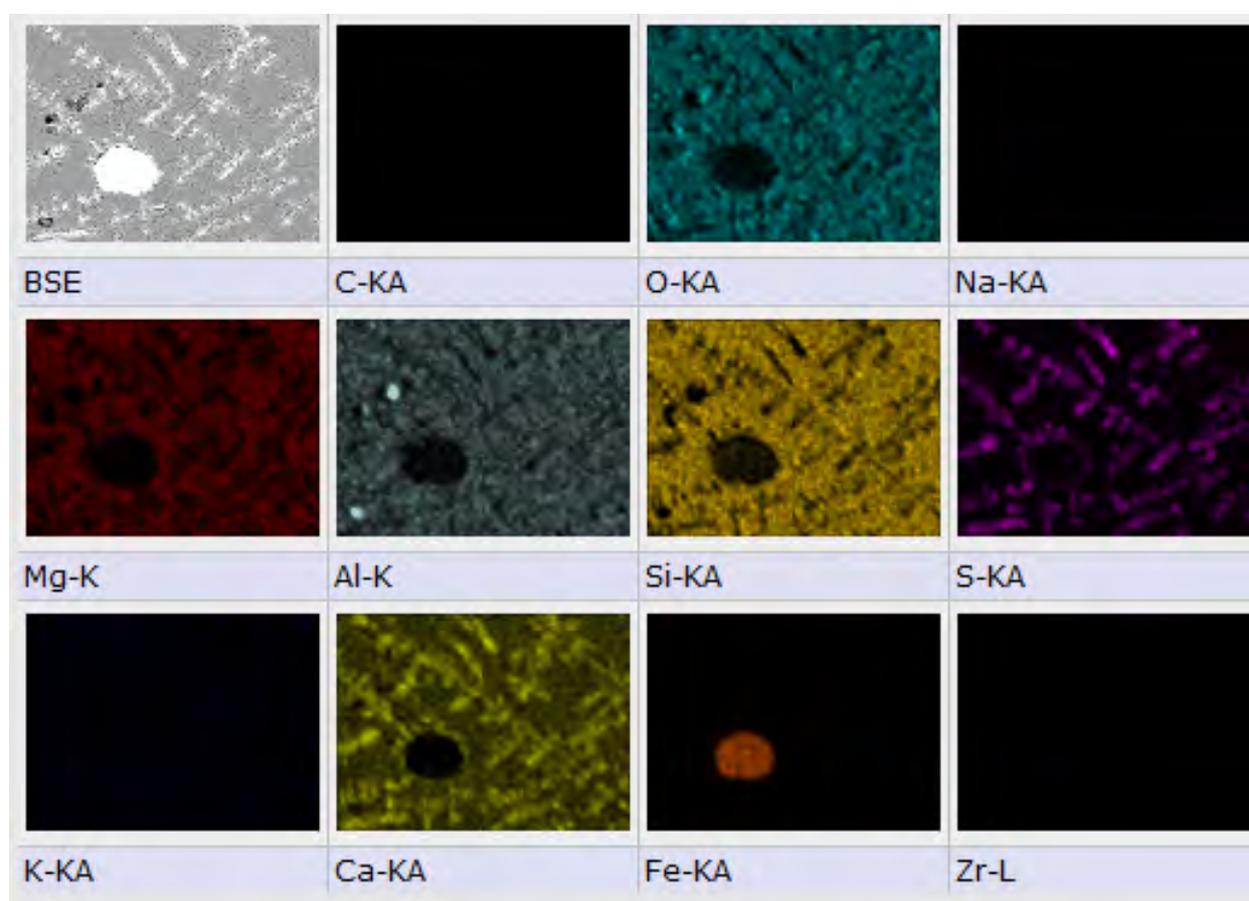


Рисунок 1 – Картирование элементов

(сера ассоциирована с кальцием, кремний ассоциирован с магнием и алюминием)

Наблюдаются в расплаве единичные микронные зёрна металла сферической формы, обусловленные резким ростом вязкости расплава при охлаждении.

На дифрактограмме закристаллизованного расплава уверенно идентифицируются пики ольдгамита и акерманит-геленита (рисунок 2).

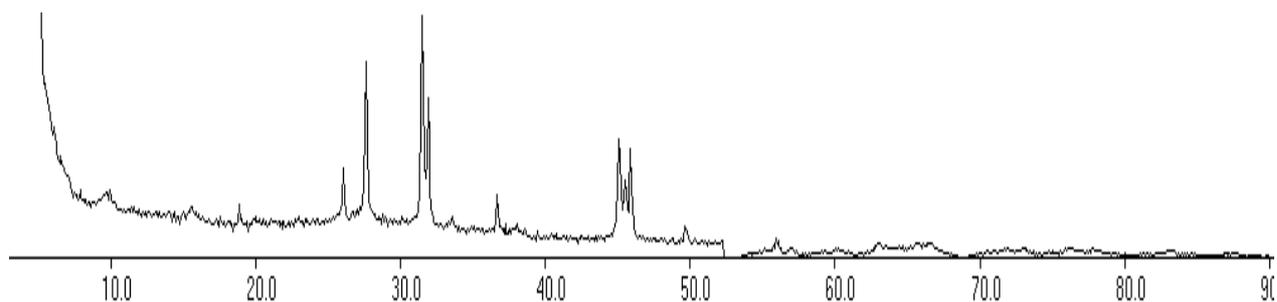


Рисунок 2 – Дифрактограмма закристаллизованного расплава лежалых хвостов

В металлической части расплава сера в основном образует сульфиды, что подтверждается данными элементного картирования, показанными на рисунке 3.

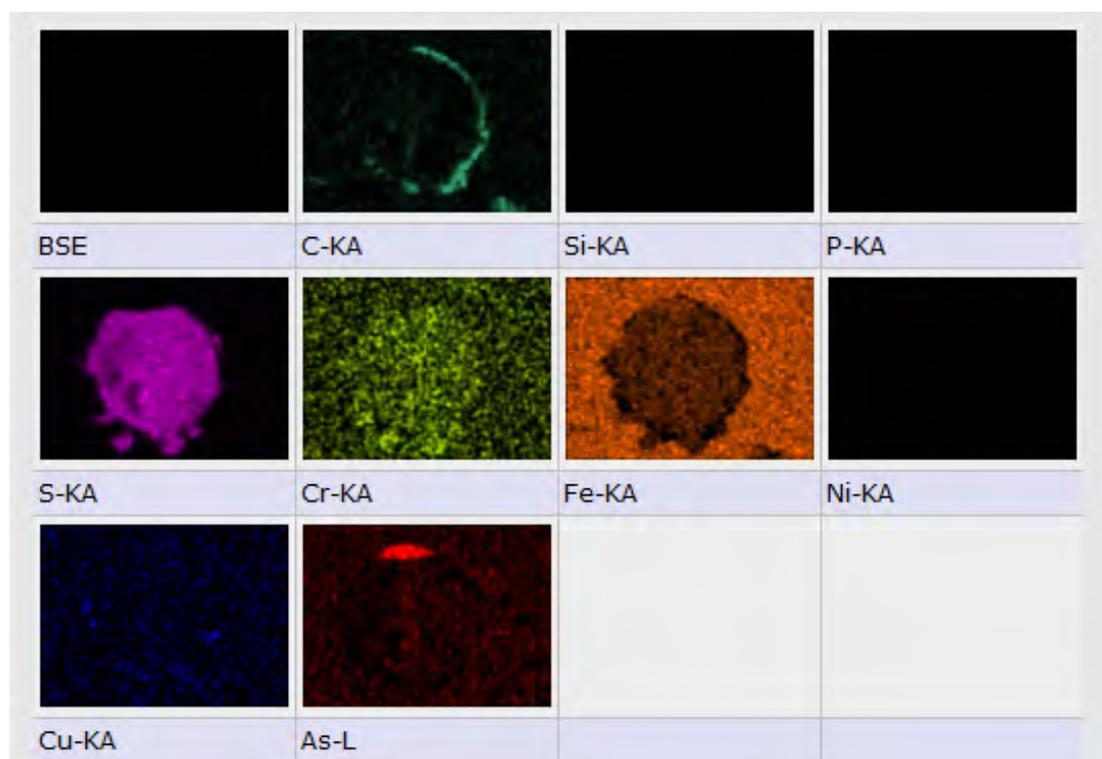


Рисунок 3 – Картирование элементов
(сера ассоциирована с хромом и железом, резкая дифференциация мышьяка)

Установлено, что медь и углерод распределены по границам сферических капель сульфидов. Следует отметить особенность распределения меди по высоте слитка металла, образующегося в результате восстановительного плавления. Исследовано содержание меди на поверхности слитка металла, контактирующего с расплавом и в нижней части слитка, контактирующей с графитом. Результаты приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав поверхности слитка металла, контактирующего с расплавом и нижней части слитка, контактирующей с графитом

Элемент	Fe	S	Si	Cu	Cr	As	P
Контакт с расплавом	61	13,2	8,77	1,11	0,63	0,19	0,13
Контакт с графитом	88,6	2,06	5,29	0,29	-	0,52	0,36

Из таблицы 3 видно, что содержание меди на границе металла с силикатным расплавом во много раз превышает её содержание в нижней части слитка.

В результате проделанной работы можно сделать следующие выводы: проведено разделение расплава лежалых хвостов на металлическую и силикатную части; показано неоднородное распределение меди по высоте слитка восстановленного металла; показана резкая дифференциация мышьяка в слитке восстановленного металла; наблюдается резкая кристаллизация расплава лежалых хвостов при охлаждении.

УДК 669.331+669.243

ДЕГРАДАЦИЯ ПЕРИКЛАЗОХРОМИТОВЫХ ОГНЕУПОРОВ В ПЫЛЕГАЗОВОЙ СРЕДЕ, ОТВЕЧАЮЩЕЙ ПЛАВКЕ ОБОЖЖЁННЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Клюшников А.М.¹, Пикулин К.В.¹, Беляев В.В.², Селиванов Е.Н.¹

Лебедь А.Б.², Удоева Л.Ю.¹

¹ФГБУН Институт металлургии УрО РАН, г. Екатеринбург;

²НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Введение. Ранее проведена [1, 2] оценка воздействия агрессивных продуктов плавки медных концентратов на хромомагнетитовые огнеупоры футеровки пирометаллургических агрегатов. Основное внимание при изучении стойкости огнеупоров уделено их взаимодействию со шлаковыми, металлическими и штейновыми расплавами. Разрушение огнеупоров рассмотрено с точек зрения их растворения при контакте со шлаком, термического скалывания за счёт теплосмен и пропитывания шлаком (штейном) с образованием фаз, имеющих существенные отличия в коэффициентах термического расширения. Ряд работ [3–5] посвящён оценке влияния печных газов на деградацию свойств магниезиальных огнеупоров, однако этот вопрос рассмотрен без учёта агрессивного действия пылевой составляющей. В связи с этим необходима оценка совместного воздействия на футеровку печей корродиентов, находящихся в газообразном состоянии и в виде аэрозолей.

В настоящей работе рассмотрены некоторые аспекты изменения состава и свойств периклазохромитовых огнеупоров, работающих в среде запылённых сернистых (до 3,5 % об. SO₂) газов, отвечающих плавке в отражательных печах (ОАО «Святогор») продуктов обжига медных концентратов. Загружаемый в печь огарок крупностью менее 0,1 мм содержит продукты частичного окисления концентрата и флюсы: Cu₂S, FeS₂, FeS, Cu₅FeS₄, CuFeS₂, ZnS, PbS, As₂S₃, Sb₂S₃, Fe₂O₃, Fe₃O₄, CuO, Cu₂O, SiO₂, Al₂O₃, CaO, MgO, PbSO₄, CuSO₄, ZnSO₄, ZnFe₂O₄, CuFe₂O₄, CuFeO₂, CaCO₃, MgCO₃ и др. Процесс плавки ведут путём сжигания энергоносителей с коэффициентом избытка воздуха, равным 1,05–1,10, при температуре в рабочем пространстве печи 1300–1500 °С. В ходе плавки образуются штейн, шлак и отходящие газы. В газовой фазе присутствуют N₂, SO₂, SO₃, O₂, CO, CO₂, H₂O, а также возгоняемые металлы и соединения в виде твёрдых и жидких частиц. Целью работы является оценка изменений в химическом и фазовом составе огнеупоров на участках футеровки, не имеющих контакта с расплавами.

Методики исследования. В качестве объекта исследования взяты образцы периклазохромитовых огнеупорных изделий (марка М–ПХС) для футеровки свода отражательных печей, отобранные до начала и по окончании межремонтного цикла. Химический состав образцов определён на рентгенофлуоресцентном спектрометре S4 Explorer, фазовый – на рентгеновском дифрактометре ДРОН-2 (Cu K_α-излучение) с идентификацией фаз по базе данных ICDD 2013. Элементный состав фаз оценён микрорентгеноспектральным методом на растровом электронном микроскопе JSM-59000LV и энергодисперсионном рентгеновском спектрометре OXFORD INCA Energy 200. Порошкообразные пробы отбирали высверливанием огнеупора на глубину 0–2, 2–5, 5–10 и 10–20 мм от поверхности. Для микрорентгеноспектрального анализа вырезан фрагмент кирпича, представляющий собой пирамиду, образованную тремя гранями (рисунок 1). Сканирование вели по внутренней поверхности (срезу) кирпича.

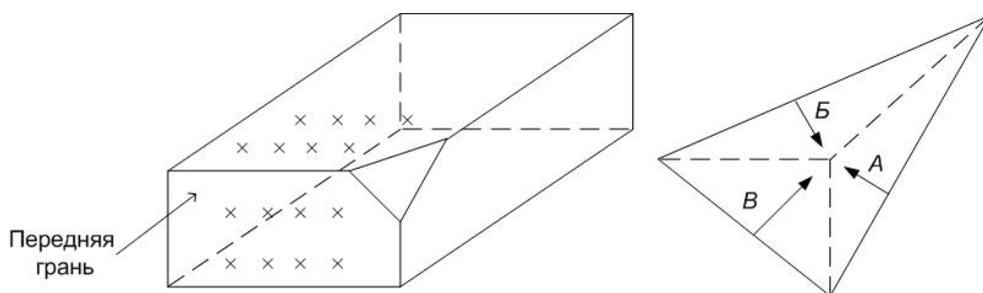


Рисунок 1 – Точки отбора разноглубинных проб и направления (А, В и В) электронного зондирования по поверхности углового среза кирпича

Результаты и их обсуждение. На основе оценки данных рентгенофлуоресцентного анализа (таблица 1) отмечено изменение состава образ-

цов в ходе эксплуатации. Так, на фоне небольших колебаний содержаний основных компонентов (MgO и Cr₂O₃) приповерхностная часть огнеупора имеет повышенные по сравнению с исходными содержания серы (5 %), меди (0,2 %), цинка (0,1 %) и свинца (0,7 %).

Таблица 1 – Химический состав огнеупоров до и после службы в кладке печи

Глубина отбора пробы от передней грани	Содержание, % масс.									
	MgO	Cr ₂ O ₃	Fe _{общ}	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Cu	Zn	Pb	S
Исходный огнеупор										
0–20 мм	68,4– 68,8	11,0– 11,7	7,0– 8,3	2,6– 3,0	1,7– 2,2	3,1– 3,4	0,02– 0,04	0,02– 0,03	–	0,01– 0,02
Огнеупор после службы										
0–2 мм	53,2	11,1	6,8	4,9	2,9	2,6	0,22	0,11	0,67	5,70
2–5 мм	62,5	11,2	6,8	4,9	2,9	2,7	0,07	0,04	0,05	2,35
5–10 мм	65,7	12,2	6,8	4,5	2,7	3,1	0,03	0,03	–	0,70
10–20 мм	66,7	10,7	6,2	5,6	2,9	3,7	–	–	–	0,40

Методами рентгенофазового анализа подтверждены основные фазы образцов: периклаз – MgO и хромшпинелиды – (Mg,Fe)(Cr,Fe)₂O₄. Заметного отличия по макрокомпонентам до и после использования в кладке печи не выявлено. Хромшпинелиды изменяют состав за счёт изоморфного замещения Mg²⁺ на Fe²⁺. Помимо указанных фаз, в огнеупоре выявлены: гроссуляр – Ca₃Al₂Si₃O₁₂, монтичеллит – CaMgSiO₄ и сульфаты. В глубину до 5 мм от передней (рабочей) грани прослежены рефлексy MgSO₄, образование которого можно пояснить проникновением печного газа по трещинам и межзёрненным границам вглубь кирпича и взаимодействием сернистого ангидрида с периклазом по реакции:



Образование фазы состава Fe₁₂S₁₁O₅₁ пояснено реакциями между компонентами огнеупора и пылегазовой средой в поровом пространстве кирпича:



Одними из продуктов обжига медного концентрата являются PbO и PbS, которые вносятся с пылью в межзёрненное пространство огнеупора и взаимодействуют с газами с образованием англезита – PbSO₄.

Электронное зондирование образца по направлению *A* (рисунок 2, таблица 2) показывает, что его основу составляют MgO и (Mg,Fe)(Cr,Fe,Al)₂O₄. Обогащённые по MgO агрегаты (1,5-2,0 мм) содержат небольшие (0,2-0,5 мм) включения, близкие по составу к FeCr₂O₄. Повышенное содержание серы, связанное с образованием MgSO₄, имеет место на поверхности зёрен. В образце обнаружен монтичеллит. По направлению *B* зёрна хромшпинелидов, расположенные по границам насыщен-

ных MgO трещиноватых массивов (0,5-2,0 мм), имеют меньшие размеры (0,1-0,3 мм) и встречаются в большем количестве. В направлении *B* на фоне аналогичной структуры выявлен рост массовой доли серы в глубину от поверхности. Её содержание (до 6 %) приурочено к микротрещинам и связано с образованием MgSO₄ и CaSO₄ в ходе взаимодействия газовой фазы с MgO и CaO.

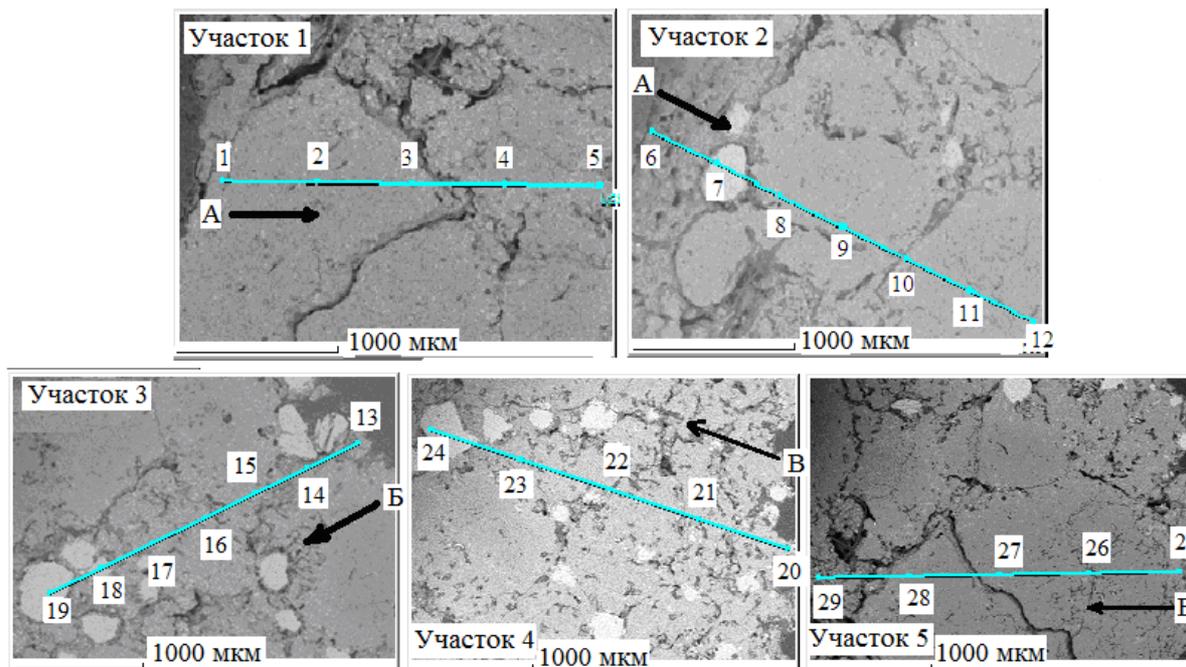


Рисунок 2 – Микроструктура и точки локального зондирования по направлениям *A*, *B* и *B* от поверхности огнеупора (рисунок 1)

Обобщение результатов измерений, выполненных различными методами, позволяет заключить, что отработавшие срок службы периклазохромитовые огнеупоры футеровки свода и стен печи, не контактировавшие со штейно-шлаковыми расплавами, претерпевают изменения в химическом и фазовом составах. В целом, содержание в них основных компонентов в глубину до 20 мм не соответствует требованиям нормативных документов, регламентирующих химический состав высокоогнеупорных материалов для футеровки печей и конвертеров цветной металлургии. В процессе эксплуатации в кладке печи огнеупоры подвергаются действию агрессивной пылегазовой среды, в результате чего происходит насыщение поверхностного слоя серой и цветными металлами, а также их миграция вглубь материала.

Выводы. В ходе эксплуатации в кладке печи периклазохромитовые огнеупорные изделия подвержены структурным и химическим изменениям. Рабочая поверхность насыщается цветными металлами и серой, содержание которых на глубине около 2 мм достигает 0,22 % Cu, 0,67 % Pb, 0,11 % Zn и 5,7 % S. В 20 мм от поверхности количество цветных металлов

снижается до следовых значений, однако повышенный уровень загрязнения серой (до 0,4 %) сохраняется. Действие печных газов является причиной появления в образцах $MgSO_4$ и $Fe_{12}S_{11}O_{51}$. За счёт пыли и возгонов в поры изделий вносятся PbO и PbS , которые, взаимодействуя с газовой средой, образуют $PbSO_4$.

Таблица 2 – Элементный и рациональный составы в точках зондирования (по рисунку 2)

Точка	Элементный состав, % масс.							Расчётный рациональный состав, % масс.
	Mg	Al	Si	Ca	Cr	S	Fe	
1	22,8	2,9	5,5	15,4	7,8	–	9,2	33 $CaMgSiO_4$, 28 MgO , 17 $FeCr_2O_4$, 9 $CaAl_2O_4$, 7 CaO , 7 Fe_3O_4
2	54,3	2,5	–	0,3	3,3	–	–	71 MgO , 22 $MgCr_2O_4$, 5 $MgAl_2O_4$, 2 $CaAl_2O_4$
3	47,9	1,9	–	–	5,3	–	7,1	70 MgO 10 $FeCr_2O_4$, 15 Fe_3O_4 , 5 $MgAl_2O_4$
4	46,1	2,5	0,1	0,3	6,1	–	7,4	75 MgO , 12 $FeCr_2O_4$, 7 $MgAl_2O_4$, 6 Fe_3O_4
5	45,8	2,0	–	0,3	7,0	–	7,5	74 MgO , 15 $FeCr_2O_4$, 7 Fe_3O_4 , 5 $MgAl_2O_4$
6	29,0	1,3	–	–	–	18,1	3,4	68 $MgSO_4$, 25 MgO , 6 $FeAl_2O_4$, 1 Fe_3O_4
7	6,4	4,6	–	0,3	46,8	–	9,2	50 $MgCr_2O_4$, 37 $FeCr_2O_4$, 9 Al_2O_3 , 4 Cr_2O_3
8	43,8	2,1	–	–	7,6	–	9,6	71 MgO , 16 $FeCr_2O_4$, 7 Fe_3O_4 , 6 $MgAl_2O_4$
9	48,7	2,0	–	–	4,1	–	7,4	79 MgO , 8 $FeCr_2O_4$, 7 Fe_3O_4 , 5 $MgAl_2O_4$
10	45,0	2,7	–	–	5,9	–	9,1	73 MgO , 13 $FeCr_2O_4$, 8 Fe_3O_4 , 7 $MgAl_2O_4$
11	51,8	2,4	–	–	–	–	7,5	85 MgO , 8 $FeAl_2O_4$, 7 Fe_3O_4
12	48,3	1,9	–	–	4,3	–	7,9	79 MgO , 9 $FeCr_2O_4$, 8 Fe_3O_4 , 4 $MgAl_2O_4$
13	41,4	2,0	–	–	9,9	–	10,2	67 MgO , 21 $FeCr_2O_4$, 6 Fe_3O_4 , 5 $MgAl_2O_4$
14	42,4	2,8	–	–	8,7	–	9,0	68 MgO , 19 $FeCr_2O_4$, 6 Fe_3O_4 , 8 $MgAl_2O_4$
15	41,5	2,6	–	–	8,7	–	10,5	67 MgO , 19 $FeCr_2O_4$, 7 $MgAl_2O_4$, 4 Fe_3O_4
16	33,9	2,4	–	0,3	13,7	–	14,8	57 MgO , 31 $FeCr_2O_4$, 7 $MgAl_2O_4$, 5 Fe_3O_4
17	22,8	3,9	–	–	23,2	–	16,3	51 $FeCr_2O_4$, 36 MgO , 11 $MgAl_2O_4$, 2 Fe_3O_4
18	7,7	7,0	–	0,3	42,5	–	9,0	36 $FeCr_2O_4$, 36 $MgCr_2O_4$, 18 $MgAl_2O_4$, 10 Cr_2O_3
19	7,4	5,3	0,3	0,3	43,5	–	10,1	41 $FeCr_2O_4$, 25 $MgCr_2O_4$, 17 $MgAl_2O_4$, 16 Cr_2O_3
20	22,7	0,6	18,6	14,8	–	–	0,5	50 $CaMgSiO_4$, 36 Mg_2SiO_4 , 12 MgO , 1 $FeAl_2O_4$
21	2,1	–	–	0,4	2,0	0,6	50,6	53 Fe_3O_4 , 42 $FeCr_2O_4$, 3 MgO , 1 $CaSO_4$, 1 $MgSO_4$
22	14,7	0,6	1,2	9,1	4,3	–	3,7	45 $MgSO_4$, 31 $CaSO_4$, 15 MgO , 9 $FeCr_2O_4$, 2 Fe_3O_4
23	8,4	1,7	–	3,9	29,8	1,1	24,2	64 $FeCr_2O_4$, 11 Fe_3O_4 , 13 MgO , 5 $MgAl_2O_4$, 4 $CaSO_4$, 4 CaO
24	7,8	4,6	–	–	44,8	–	10,0	40 $FeCr_2O_4$, 38 Cr_2O_3 , 12 $MgAl_2O_4$, 10 MgO
25	42,7	2,9	0,2	–	7,9	–	9,1	70 MgO , 17 $FeCr_2O_4$, 9 $FeAl_2O_4$, 4 Fe_3O_4
26	17,1	1,1	10,5	16,7	0,3	6,3	5,8	34 $CaMgSiO_4$, 30 Mg_2SiO_4 , 26 $CaSO_4$, 8 Fe_3O_4 , 2 MgO
27	52,6	2,2	–	1,0	1,1	–	4,5	84 MgO , 6 $MgAl_2O_4$, 5 $CaFe_2O_4$, 3 Fe_3O_4 , 2 $FeCr_2O_4$
28	47,8	2,1	–	–	5,4	–	6,9	79 MgO , 12 $FeCr_2O_4$, 7 $FeAl_2O_4$, 1 Fe_3O_4
29	11,9	6,5	–	0,4	27,4	1,2	18,9	58 $FeCr_2O_4$, 15 MgO , 6 Fe_3O_4 , 5 $MgAl_2O_4$, 5 $MgSO_4$

Комплексное действие высокотемпературных серосодержащих технологических газов, возгонов и пыли является основной причиной деградации огнеупорной кладки, не контактирующей с расплавами. Изменение

состава огнеупоров предполагает отклонение теплофизических и механических свойств от нормы.

Обработавшие огнеупоры могут быть использованы для выполнения футеровочных работ в неотвечественных узлах тепловых агрегатов и печей, а также (после дезинтеграции) как огнеупорный порошок для приготовления торкрет-масс.

Список литературы

1. Кожин, В.Г. Повышение стойкости футеровки пирометаллургических агрегатов ОАО «Святогор» / В.Г. Кожин, В.В. Беляев, Е.Н. Селиванов // Новые огнеупоры. – 2003. – № 10. – С. 22–25.
2. Селиванов, Е.Н. Пропитывание периклазохромитовой футеровки никелевым штейном / Е.Н. Селиванов // Огнеупоры и техническая керамика. – 1995. – № 6. – С. 28–29.
3. Структура периклазохромитовых огнеупоров после службы в печах для переработки сульфидного сырья / А.М. Ключников, К.В. Пикулин, В.В. Беляев, Е.Н. Селиванов, А.Б. Лебедь, Л.Ю. Удоева // Новые огнеупоры. – 2017. – № 10. – С. 3–7.
4. Fotoyi, N.Z. Interaction of $MgO-MgR_2O_4$ (R: Al, Cr, Fe) with SO_2 -containing gases / M.Z. Fotoyi, R.H. Eric // Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, 6–9 march 2011. – P. 373–388.
5. Исследование износа хромитопериклазовых огнеупоров в реакционной зоне вельц-печи цинкового производства // Л.М. Аксельрод, Т.В. Ярушина, И.Г. Марясев, В.Л. Нечунаев // Цветные металлы. – 2016. – № 12. – С. 14–19.

УДК 606:550.7; 606:661

БИООКИСЛЕНИЕ СУЛЬФИДНЫХ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

Булаев А.Г.^{1,2}, Меламуд В.С.², Воробьева К.С.³, Челидзе Г.Г.³, Бодуэн А.Я.^{4,5}

¹ФГБОУ ВО «Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова»,

²Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, ³ФГБОУ ВО «Российский государственный аграрный университет – МСХА им. К.А. Тимирязева», г. Москва;

⁴СП ЗАО «ИВС», ⁵ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

Биогидрометаллургические технологии широко применяются по всему миру для получения цветных и благородных металлов из сульфидных руд и концентратов [1, 2]. Данные технологии основаны на процессе окисления сульфидных минералов ацидофильными микроорганизмами, использующими в качестве источников энергии двухвалентное железо и серу. Данные микроорганизмы обладают общими свойствами, которые делают возможным их применение в технологии: оптимальные рН для них лежат в пределах 1,0–2,5; они используют для получения энергии двухвалентное железо, серу и сульфидные минералы, устойчивы к ионам тяже-

лых металлов. Технологические процессы осуществляются сообществами микроорганизмов, в которых микроорганизмы взаимодействуют между собой [1, 2].

Чановое (реакторное или агитационное) биоокисление подразумевает проведение окисления измельченного сырья в цепях реакторов (объемом от нескольких десятков до 1000 м³) с перемешиванием, снабженных системами для поддержания стабильных параметров пульпы (температуры, pH) [3-5]. Чановое биоокисление обеспечивает переработку сырья с относительно большой скоростью (по сравнению с подземным, отвальным и кучным), однако требует достаточно высоких капитальных и эксплуатационных затрат. Поэтому чановое биоокисление обычно применяется для переработки сульфидных концентратов золотосодержащих руд. Достоинствами чанового биоокисления является отсутствие газовых выбросов, что особенно важно при переработке мышьяксодержащих концентратов. В настоящее время эксплуатируются предприятия, работающие по технологиям BIOX[®] (12 предприятий) [5], Vasox[™] (два предприятия) [7], BIONORD[™] (1 предприятие) [3]. Основы биотехнологии переработки золотосодержащих концентратов начали разрабатываться в СССР и ЮАР еще в 70-х годах [8]. В процессе испытаний по биоокислению упорных сульфидных концентратов различных месторождений СССР было показано, что биоокисление значительно увеличивало степень извлечения золота цианированием благодаря деструкции золотовмещающих сульфидных минералов и вскрытию золота. Первое промышленное предприятие было запущено в ЮАР в 1986 году на месторождении Fairview [5], в 2014 году введена очередная фабрика, применяющая технологию BIOX[®] (RunRuno, Филиппины) [4]. В начале 2000-х годов компанией «Полюс» на Олимпиадинском месторождении была запущена в эксплуатацию фабрика, осуществляющая чановое окисление золотосодержащего концентрата пирротин-пирит-арсенопиритной руды [6]. Данная фабрика является одной из крупнейших в мире и вносит существенный вклад в общероссийский объем добычи золота (в 2016 году добыто порядка 25 тонн золота) [9]. На территории СНГ действуют еще два предприятия, перерабатывающие золотосодержащие концентраты руд месторождения Кокпатас (Узбекистан) и Суздаль (Казахстан) по технологии BIOX [10]. Несмотря на то, что используемые технологии биоокисления сульфидных золотосодержащих концентратов, принадлежащие разным компаниям, имеют разные названия, они работают по схожим принципам [3-5]. В цепи реакторов перерабатываются золотосодержащие сульфидные концентраты крупностью 44-75 мкм. Плотность пульпы составляет, как правило, 15-20 %. За 120-165 часов биоокисления обеспечивается окисление 90-95 % сульфидов. В результате удается достичь степени извлечения золота 80-95 %. Биоокисление, как правило, ведется при 40-45 °С.

Помимо переработки золотосодержащих концентратов есть и примеры переработки в промышленном масштабе концентратов цветных металлов с помощью чанового биоокисления: переработки кобальтового концентрата [11], смешанного никель-кобальтового концентрата (месторождений Sotkamo и Vuonos) с высоким содержанием мышьяка (в среднем 1,50 %) [12]. Имеющийся опыт применения чанового биоокисления для переработки концентратов цветных металлов приводит к выводу, что данная технология не может конкурировать с пирометаллургией, но может применяться для переработки некоторых специфических типов сырья (некондиционных концентратов, концентратов с высоким содержанием мышьяка).

Окисление сульфидных минералов сопровождается накоплением в жидкой фазе пульпы ионов железа, цветных металлов, мышьяка и сульфат-анионов. Так как окисление сульфидов фактически происходит с выделением серной кислоты, оно приводит к снижению рН пульпы. Кроме того, сульфидные концентраты практически всегда содержат карбонатные минералы, которые растворяются в пульпе с потреблением кислоты. Таким образом, в зависимости от соотношения содержания различных минералов в концентрате его окисление в промышленных реакторах может происходить или с потреблением серной кислоты, или же требовать реагентов для нейтрализации (известняка или извести) для поддержания рН в пределах, благоприятных для активности микроорганизмов.

Целью данной работы являлось определение целесообразности переработки золотосодержащего пирит-арсенопиритного флотоконцентрата и медно-цинкового промпродукта, содержащего мышьяк, с помощью чанового биоокисления.

Состав флотоконцентрата и промпродукта представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав концентрата и промпродукта

Компонент	Содержание, %	
	Пирит-арсенопиритный флотоконцентрат	Медно-цинковый пром-продукт
SiO ₂	27,60	4,02
Al ₂ O ₃	8,18	1,32
CaO	2,28	1,40
S _{общ}	21,50	38,6
Fe _{общ}	19,70	24,4
As	7,20	1,36
Cu	-	6,22
Zn	-	7,30
Au, г/т	55,40	-

Основными сульфидными минералами золотосодержащего флотоконцентрата являлись пирит и арсенопирит. Основными сульфидными минералами медно-цинкового промпродукта являлись халькопирит, сфалерит, теннантит, пирит и пирротин.

Для проведения биоокисления была использована смешанная культура умеренно термофильных и термотолерантных ацидофильных микроорганизмов (*Acidithiobacillus caldus*, *Leptospiillum ferriphilum*, *Sulfobacillus benefaciens*, *Ferroplasma acidiphilum*, *Acidiplasma* sp.). Для проведения биоокисления использовали минеральную питательную среду, содержащую соли аммония и фосфора. Процесс биоокисления флотоконцентрата и промпродукта проводили в полунепрерывном режиме в лабораторных реакторах объемом 2.0 л с объемом пульпы в них 1.0 л, снабженных верхнеприводными мешалками для перемешивания (500 об/мин), ультратермостатами для поддержания температуры и компрессорами для аэрации (5 л/мин) при 40 °С. При окислении пирит-арсенопиритного флотоконцентрата время пребывания составляло 5 сут, плотность пульпы (Ж:Т) составляла 6,7 (1 л среды и 150 г концентрата). При окислении медно-цинкового промпродукта время пребывания составляло 7 суток, плотность пульпы (Ж:Т) составляла 10 (1 л среды и 100 г концентрата). В ходе биоокисления постоянно отслеживали параметры жидкой фазы пульпы (рН, Eh, концентрации ионов двух- и трехвалентного железа, мышьяка, меди, цинка), которые позволяют оценить активность процесса биоокисления. Для того, чтобы адаптировать микробную культуру к условиям непрерывного процесса биоокисления, сначала проводили наращивание культуры в периодических условиях до тех пор, пока не переставали расти концентрации железа, мышьяка и ионов цветных металлов в жидкой фазе. Затем начинали процесс в проточном режиме. После стабилизации параметров жидкой фазы проводили процесс в проточном режиме в течение 25 суток для смены объема пульпы и начинали сбор твердых продуктов биоокисления. Концентрат, подвергшийся биоокислению (биокек), отделяли от жидкой фазы путем отстаивания. После отстаивания жидкую фазу сливали, а биокек промывали дистиллированной водой. Промытый биокек сушили в сушильном шкафу и взвешивали для определения выхода. После определения выхода биокек подвергали цианированию для определения влияния биоокисления на извлечение золота и анализировали его химический состав. Цианирование биокеков проводили при следующих параметрах: плотность пульпы по твердому 20 % масс., концентрация цианида натрия 1,0 г/л, время процесса 24 и 48 ч, рН 10,5-11,0, скорость перемешивания – 250 об/мин.

В процессе биоокисления пирит-арсенопиритного флотоконцентрата концентрация ионов железа стабилизировалась в пределах 13,5–16,8 г/л, концентрация мышьяка стабилизировалась в пределах 6,5–7 г/л. Значение рН стабилизировалось на уровне 1,35–1,45. Следует отметить, что не тре-

бовалось дополнительного внесения реагентов для поддержания рН, Eh стабилизировался на уровне 740–816 мВ. Выход биокека в среднем составил 66,5 %. С помощью цианирования удалось извлечь из биокеков, около 86 и 92 % золота за 24 и 48 ч, соответственно. Извлечение золота из концентрата, не подвергавшегося окислению, составляло около 43 %. Таким образом, извлечение золота в результате биоокисления флотоконцентрата значительно увеличилось.

В процессе биоокисления медно-цинкового промпродукта концентрация ионов железа стабилизировалась в пределах 18–24 г/л, концентрация мышьяка стабилизировалась в пределах 0,6–1 г/л. Значение рН поддерживали на уровне 0,95–1,22 путем внесения CaCO_3 , Eh стабилизировался на уровне 755–855 мВ. Выход биокека в среднем составил 49,0 %. Можно заключить, что процесс биоокисления проходил достаточно интенсивно. При этом извлечение меди и цинка в раствор было относительно невысоким – 17 и 70 %, соответственно. При этом биоокисление позволило удалить из промпродукта около 58 % мышьяка и снизить его содержание примерно до 0,56 %.

Таким образом, было показано, что в случае пирит-арсенопиритного флотоконцентрата биоокисление обеспечило значительное повышение извлечения золота цианированием, тогда как степени извлечения цветных металлов из медно-цинкового промпродукта были относительно невысокими. При этом было установлено, что биоокисление может обеспечить деарсенизацию продуктов, содержащих теннантит, однако кинетика этого процесса требует дополнительного изучения для оптимизации параметров.

Исследование было выполнено при поддержке Гранта Президента Российской Федерации Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых - кандидатов наук № МК-6639.2018.8.

Список литературы

1. Кондратьева Т.Ф., Булаев А.Г., Муравьев М.И. Микроорганизмы в биогеотехнологиях переработки сульфидных руд. М.: Наука, 2015 год. 212 с.
2. Johnson D.V. Biomining – biotechnologies for extracting and recovering metals from ores and waste materials // Current Opinion in Biotechnology. 2014. V. 30. P. 24–31.
3. Совмен В.К., Гуськов В.Н., Белый А.В., Кузина З.П., Дроздов С.В., Савушкина С.И., Майоров А.М., Закревский М.П. Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера. Н.: Наука, 2007. 144 с.
4. <http://biomin.co.za/>
5. van Aswegen P.C., van Niekerk J., Olivier W. The BIOXTM process for the treatment of refractory gold concentrate // Biomining. Berlin-Heidelberg: Springer Verlag, 2007. P. 1–35.
6. Gentina J.C., Acevedo F. Application of bioleaching to copper mining in Chile // Electronic Journal of Biotechnology. 2013. V. 16. Is. 3. DOI: 10.2225/vol16-issue3-fulltext-12.
7. Gericke M., Neale J.W., van Staden P.J. A Mintek perspective of the past 25 years in minerals bioleaching. J. S.Afr. Inst. Min. Metall., 109 (2009) 567–585.

8. Каравайко Г.И., Седельникова Г.В., Аслануков Р.Я., Савари Е.Е., Панин В.В., Адамов Э.В., Кондратьева Т.Ф. Биогидрометаллургия золота и серебра // Цветные металлы. 2000. № 8. С. 20–26.

9. Polyus Gold International Annual Report 2015// www.polyusgold.com.

10. Производство золота // www.ngmk.uz/ru/factory/zoloto.

11. Morin D.H.R., d'Hugues P. Bioleaching of a cobalt-containing pyrite in stirred reactors: a case study from laboratory scale to industrial application // Biomining. Berlin-Heidelberg: Springer Verlag, 2007. P. 35–55.

12. Gericke M. Base metal tank bioleaching: from laboratory test work to commercialization // Proceedings of the 2th International Biohydrometallurgy Symposium (IBS 2015). 2011. P. 9-12.

УДК 579.66

ГЛУБОКОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА МЕТОДОМ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ АССОЦИАЦИЕЙ АЦИДОФИЛЬНЫХ БАКТЕРИЙ

Канаев А.Т., Баймырзаев К.М., Канаева З.К.

Жетысуский государственный университет им. И. Жансугурова,
г. Талдыкорган, Республика Казахстан

Укрупнено-лабораторные испытания разработанной технологии проводили на 1,0 кг руды золотоносного месторождения Большевик, измельченной до 80 % класса крупности 0,074 мм. Руду предварительно замачивали в течение двух часов, доводили рН до 2,0 и помещали в толстостенный стакан. Перемешивание осуществлялось автоматическим перемешивающим устройством, интенсивность перемешивания поддерживалась на уровне 300 об/мин. Температура процесса 30 °С поддерживалась автоматически нагревательным прибором. Общий вид лабораторной установки приведен на рисунке 1.



Рисунок 1 – Общий вид установки для укрупнено-лабораторных испытаний

На первом этапе в течение пяти суток приводили биовыщелачивание (БВ) ассоциацией ацидофильных бактерий, состоящей из *Acidithiobacillus caldulus* + *Acidiplasma sp.* Численность бактерий каждого вида по 10^{10} кл/мл. Исходное содержание трехвалентного железа для бактериального раствора *Acidithiobacillus caldulus* составляло 11,4 г/л и для *Acidiplasma sp.* – 10,0 г/л. Ежедневно проводили контроль pH, содержание трехвалентного железа и численность каждого вида бактерий на селективных средах. Эти показатели процесса приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Показатели процесса биовыщелачивания руды месторождения Большевик

Продолжительность, сутки	Показатели биовыщелачивания		
	Fe ³⁺ , г/л	численность бактерий, кл/мл	
		<i>A.caldulus</i>	<i>Acidiplasma</i>
1	10,4	10^{10}	10^{10}
2	10,4	10^{10}	10^{10}
3	12,4	10^{10}	10^{10}
4	12,0	10^{10}	10^{10}
5	12,2	10^{10}	10^{10}

Как видно из таблицы 1, на всей продолжительности процесса биовыщелачивания сохранялась высокая численность использованных бактерий. Более того, их активность, судя по количеству накопленного трехвалентного железа, возросла к концу эксперимента.

На втором этапе пульпу обезвоживали, промывали и подвергали выщелачиванию 20 % раствором тиосульфата натрия при Т:Ж=1:1,5 в течение двух суток. Значение pH выщелачивающей среды составляло 8,0, температура процесса 30 °С при интенсивности перемешивания 300 об/мин. Оптимальные условия проведения эксперимента были выбраны с учетом предварительно исследованных параметров технологии. Кеки после выщелачивания промывали и анализировали на содержание золота. Как видно на рисунке 2, контрольные и опытные образцы значительно отличались по цвету.

Результаты укрупнено-лабораторных исследований по извлечению золота из руды месторождения Большевик приведены в таблице 2. Из сопоставления приведенных в таблице 2 технологических показателей видно, что тиосульфатное выщелачивание кеков БВ обеспечивает практически равнозначное с цианированием извлечение золота. При этом оба гидрометаллургических варианта (БВ – ТСВ) характеризуются лучшими показателями извлечения золота, а также лучшими экологическими показателями по сравнению с комбинированной пиро- и гидрометаллургической переработкой концентрата (обжиг - цианирование). В отличие от окислительного обжига, осуществление БВ не связано с выделением значительного количества токсичных газов и поэтому не требует создания развитых систем

пыле- и газоочистки, хотя в плане комплексного использования сырья (утилизация серы и мышьяка) процесс обжига по сравнению с БВ обладает большими возможностями. Практически для каждого месторождения необходимо искать индивидуальные варианты обогащения, учитывая свойства руды и экономические факторы. Технология извлечения золота из упорных руд должна обеспечивать хорошие экономический и экологический показатели.



1 – контрольный вариант



2 – кек после биовыщелачивания

Рисунок 2 – Кеки после выщелачивания руды месторождения Большевик

Таблица 2 – Влияние предварительного биовыщелачивания руды месторождения Большевик на извлечение золота в условиях крупнено-лабораторных испытаний

Продолжительность, сутки	Выщелачивание	Слив, мл	Au		
			мг/л	мг	%
1	Биохимический	1310	0,469	0,6144	20,93
	Химический	750	0,346	0,2595	8,84
2	Биохимический	1513	1,279	1,9351	65,9 Σ86,83
	Химический	1300	1,134	1,4742	50,2 Σ59,04
3	Биохимический	1620	0,09	0,1458 Σ2,6953	4,97 Σ91,8
	Химический	1560	0,089	0,1388 Σ1,8725	4,73 Σ63,77
Кеки	Биохимический		0,439		85,05
	Химический		0,939		60,0

Таким образом, активизация *Acidiplasma*, являющегося по мнению некоторых исследователей ключевой фигурой процесса биоокисления сульфидных руд, тесно связана с активизацией бактерий из рода *Acidithiobacillus*, на которых происходит их иммобилизация. По-видимому, в данном случае имеет место комменсализм двух близкородственных видов ацидофилов, что выражается в создании их тесной ассоциации и, как результат, в усилении их воздействия на золотовмещающие минералы.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ С ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИЕЙ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А., Валиева О.С.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Процесс флотоклассификации является комбинированным процессом, который объединяет процесс флотации с гидравлической классификацией в одном аппарате. Наибольшие перспективы связаны с реализацией данного процесса во флотоклассификаторах чанового типа, работающих в замкнутых циклах измельчения [1, 2].

В ходе промышленных испытаний чановых флотоклассификаторов в замкнутом цикле измельчения на Красноуральской, Сибайской и Бурибаевской обогатительных фабриках при переработке медных руд установлена возможность получения в пенном продукте флотоклассификатора значительного количества кондиционного медного концентрата в количестве от 30 до 50 % от общего кондиционного концентрата, получаемого на секции [3].

С целью оценки влияния флотоклассификации на конечные показатели флотационного обогащения медной руды выполнено моделирование режимов флотации с учетом работы флотоклассификатора при извлечении меди во флотоклассификаторе 30 и 50 % в кондиционный концентрат с массовой долей меди 21 %.

Моделирование выполнено по методике декомпозиционного моделирования [4], основополагающим моментом которой является декомпозиция схемы на отдельные типовые элементы и декомпозиция потоков продуктов в схеме. Типовыми элементами схемы приняты камеры флотационных машин. При декомпозиции схемы использовано двухпараметрическое кодирование топологии схемы, при котором связи типовых элементов друг с другом задаются двумерным массивом в виде матрицы $N \times N$, где N – количество типовых элементов в схеме.

Потоки продуктов условно подразделяются на монофазы. Монофазы – это части потока, обладающие приблизительно одинаковыми разделительными свойствами. В нашем случае в качестве монофаз использованы: жидкая фаза (вода); халькопирит, пирит, сфалерит и минералы пустой породы по классам крупности +0,071 мм, -0,071+0,010 мм, -0,010 мм. Методика моделирования предусматривает также дальнейшее деление монофаз на фракции по значению разделительного признака, в качестве которого при флотационном разделении используется константа уравнения кинетики флотации.

В качестве исходных данных для моделирования используются результаты покамерного опробования схемы на Балхашской обогатительной фабрике. По результатам опробования осуществляется расчет количественной покамерной схемы по каждой монофазе. Разработана методика декомпозиционного балансового расчета схемы, особенностью которой является использование системы поиска и обработки невязок балансов через уравнения кинетики флотации монофаз в отдельных типовых элементах схемы.

Исходными данными для расчета являются: производительность по исходному питанию и пенным продуктам, массовые доли твердого и ценных компонентов в продуктах, массовые доли ценных компонентов в классах крупности, плотность монофаз, количество и рабочие объемы камер.

Количество монофаз в продуктах рассчитывалось по следующим формулам:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{т}} \frac{(1 - \beta_{\text{т}})}{\beta_{\text{т}}}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{в}}$ – производительность по воде, т/ч; $Q_{\text{т}}$ – производительность по твердому, т/ч; $\beta_{\text{т}}$ – массовая доля твердого.

$$Q_{\text{т}_i} = Q_{\text{т}} \cdot \beta_{\text{кл}_i}, \quad (2)$$

где $Q_{\text{т}_i}$ – производительность по i -му классу крупности, т/ч; $\beta_{\text{кл}_i}$ – массовая доля i -го класса крупности.

$$Q_{\text{хр}_i} = Q_{\text{т}_i} \cdot \frac{\beta_{\text{Cu}_i}}{0,346}, \quad (3)$$

где $Q_{\text{хр}_i}$ – производительность по халькопириту в i -ом классе крупности, т/ч; β_{Cu_i} – массовая доля меди в i -ом классе крупности.

$$Q_{\text{сф}_i} = Q_{\text{т}_i} \cdot \frac{\beta_{\text{Zn}_i}}{0,671}, \quad (4)$$

где $Q_{\text{сф}_i}$ – производительность по сфалериту в i -ом классе крупности, т/ч; β_{Zn_i} – массовая доля цинка в i -ом классе крупности.

$$Q_{\text{р}_i} = \frac{(Q_{\text{т}_i} \cdot \beta_{\text{S}_i} - Q_{\text{хр}_i} \cdot 0,35 - Q_{\text{сф}_i} \cdot 0,33)}{0,54}, \quad (5)$$

где Q_{Py_i} – производительность по пириту в i -ом классе крупности, т/ч;
 β_{S_i} – массовая доля серы в i -ом классе крупности; 0,35; 0,33; 0,54 – соответственно, массовая доля серы в халькопирите, сфалерите и пирите.

$$Q_{пор_i} = Q_{\tau_i} - Q_{Xp_i} - Q_{Cf_i} - Q_{Py_i}, \quad (6)$$

где $Q_{пор_i}$ – производительность по породе в i -ом классе крупности, т/ч.

Количество воды на смыв концентратов $Q_{см_i}$ определялось экспериментально.

Отработка невязок при расчете количественной монофазной модели схемы осуществлялась через уравнения кинетики трех видов:

- уравнение К.Ф. Белоглазова

$$\varepsilon_{ij} = 1 - e^{-k_{ij} \cdot t_j}, \quad (7)$$

- уравнение кинетики флотационного процесса в одной камере, приведенное в [5]

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{1 + \frac{1}{k_{ij} \cdot t_j}}, \quad (8)$$

- уравнение кинетики вида

$$\varepsilon_{ij} = k_{ij} \cdot t_j, \quad (9)$$

где ε_{ij} – извлечение i -ой монофазы в пенный продукт j -го типового элемента; k_{ij} – коэффициент кинетики флотации; t_j – время флотации (среднее время пребывания пульпы в типовом элементе).

Расчеты с использованием уравнений кинетики (7-9) приводят к идентичным результатам. Это объясняется тем, что время флотации в одном типовом элементе настолько мало по сравнению с общим временем флотации, описываемом этими уравнениями, что кинетическая зависимость на начальной стадии процесса в каждом типовом эксперименте может быть линеаризована без внесения в расчет существенных ошибок.

Полученная по результатам опробования декомпозиционная модель схемы флотации является исходной для дальнейшего моделирования. Для моделирования схем и режимов предложен алгоритм и разработана программа расчета. Алгоритмом предусмотрено введение соответствующих изменений в исходное состояние схемы. По полученным в исходной декомпозиционной модели коэффициентам кинетики флотации по монофазам для каждого типового элемента последовательно осуществляется расчет количества монофаз пенного и камерного продуктов.

Расчеты осуществляются в цикле при заданном количестве итераций, которое определяется скоростью сходимости итерационной системы и заданной точностью расчета.

По результатам моделирования выполнены расчеты качественно-количественных схем флотации без флотоклассификации и с флотоклассификацией при получении в ней кондиционного концентрата при извлечении в него меди 30 и 50 %. Балансы по конечным продуктам приведены в таблицах 1, 2, 3.

Таблица 1 – Баланс по конечным продуктам обогащения руды, перерабатываемой на Балхашской обогатительной фабрике

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат	5,04	20,50	82,00
Хвосты	94,96	0,24	18,00
Питание	100,00	1,26	100,00

Таблица 2 – Баланс по конечным продуктам обогащения с извлечением 30 % в концентрат флотоклассификации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат флотоклассификации	1,80	21,00	30,00
Концентрат флотации	3,54	20,22	56,80
Итого концентрат:	5,34	20,48	86,80
Хвосты	94,66	0,176	13,20
Питание	100,00	1,26	100,00

Таблица 3 – Баланс по конечным продуктам обогащения с извлечением 50 % в концентрат флотоклассификации

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Концентрат флотоклассификации	3,00	21,00	50,00
Концентрат флотации	2,48	19,88	39,12
Итого концентрат:	5,48	20,49	89,12
Хвосты	94,52	0,145	10,88
Питание	100,00	1,26	100,00

Показано, что при переработке руды месторождения Шатыркуль с массовой долей меди 1,26 % извлечение меди в концентрат с массовой долей 20,5 % составит 82 %. При работе схемы с флотоклассификацией в замкнутом цикле измельчения прогнозируется существенное повышение извлечения меди в медный концентрат.

Так при извлечении меди 30 % в пенный продукт флотоклассификатора с массовой долей 21 % суммарное извлечение меди в конечный кондиционный концентрат составляет 86,8 %, а при извлечении 50 % – 89,12 %.

Полученные результаты моделирования свидетельствуют о целесообразности внедрения в схему обогащения медной руды операции флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения.

Список литературы

1. Морозов Ю.П. Исследование закономерностей и промышленные испытания флотоклассификации руд и хвостов обогащения [Текст] / Ю.П. Морозов, Г.Ж. Абдыкирова, Е.А. Фалей, С.Б. Дюсенова // Цветные металлы. – 2016. – № 6. – С. 29-37.
2. Бекчурина Е.А. Использование процесса вторичной концентрации минералов в пене для повышения технологических показателей флотоклассификации [Текст] / Бекчурина Е.А., Интогарова Т.И. // Мат-лы междунар. научн.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (19-20 апреля 2017 г.). – Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С. 324-328.
3. Морозов Ю.П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. – Екатеринбург, 2001. – 397 с.
4. Цыпин Е.Ф., Морозов Ю.П., Козин В.З. Моделирование обогатительных процессов и схем // Учебник. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та. – 1996. – 368 с.
5. Барский Л.А., Козин В.З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. – М.: Недра. – 1978. – С. 104.

УДК 622.7

РАЗРАБОТКА И РЕАЛИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТОНКОГО ЗОЛОТА ИЗ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Морозов Ю.П., Валиев Н.Г., Хамидулин И.Х., Пеньков П.М.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Сульфидные руды обычно содержат в своём составе золото (до 2 г/т) и серебро (до 20-30 г/т), которые плохо извлекаются в существующих технологических процессах. Извлечение золота, например, в медный концентрат при флотационном обогащении руд находится в пределах от 7 до 60 %. Низкое извлечение золота обусловлено тем, что основная масса золота представлена тонкодисперсными частицами, которые тесно ассоциированы с сульфидами железа, режимы и условия измельчения и обогащения для основных извлекаемых минералов не являются оптимальными для извлечения золота.

Возможности извлечения золота при флотационном обогащении медных и медно-цинковых руд рассмотрены и опубликованы во множестве работ последних лет [1-6]. Показано, что невысокое извлечение золота на ряде обогатительных фабрик Урала, перерабатывающих сульфидные медные и медно-цинковые руды, обусловлено рядом причин.

Во-первых, при многократном прохождении материала через гидроциклоны, работающие в замкнутом цикле измельчения, значительное количество крупных частиц золота выходит в слив и в последующем теряется с хвостами флотации [7, 8].

Во-вторых, низкое извлечение золота в медный концентрат обусловлено тем, что существующие на фабриках схемы и условия измельчения и флотации руд, оптимальные для флотации основных медных минералов, не являются таковыми для флотации свободного и связанного с сульфидами золота, при этом поверхностные плёнки значительно снижают флотированность частиц золота [5, 9].

В-третьих, потери свободного золота крупностью более 5 мкм при флотации связаны с тем, что эти частицы не могут удержаться на пузырьках, и теряются с хвостами, а отсутствие на многих фабриках гравитационных методов обогащения приводит к снижению извлечения относительно крупного золота [10].

Обычно извлечение золота на обогатительных фабриках, как правило, не превышает 50 %.

Поэтому при низком извлечении золота на обогатительных фабриках, перерабатывающих сульфидные медные и медно-цинковые руды, возникает необходимость поиска новых эффективных технологических и технических решений в области переработки руд и техногенных материалов. Также является целесообразным анализ существующих технологических решений и их адаптация применительно к конкретным объектам переработки [6, 11].

Извлечение золота перед флотацией осуществляется в стадиях измельчения. Наличие свободного золота в измельченных рудах оправдывает применение в стадиях измельчения гравитационных методов обогащения. Чем больше в руде свободного золота и чем больше крупность частиц золота, тем выше эффективность использования гравитационных методов извлечения золота перед флотацией.

На практике в подготовительных процессах к основному обогащению, таких как измельчение, выявляется закономерность накопления тяжёлых металлов в циркулирующих продуктах. Объясняется это тем, что частицы золота определённой крупности не могут извлекаться в слив и остаются в циркулирующем продукте, до тех пор пока не переизмельчатся.

Перспективы повышения извлечения благородных металлов гравитационными методами связаны с использованием циркуляционной концентрации, которая является видом накопительной технологии переработки минерального и техногенного сырья [6, 11].

Циркуляционная концентрация в замкнутых циклах измельчения изучена в промышленных условиях на ряде флотационных фабрик. Результаты исследования на Кировградской, Бурибаевской, Сибайской, Жолымбетской обогатительных фабриках показывают увеличение степени

концентрации золота в циркулирующем продукте замкнутого цикла измельчения в пределах от 2 до 8.

На Сибайской обогатительной фабрике при переработке руды месторождения Бакр-Тау исследована кинетика накопления золота в циркулирующем продукте второй стадии измельчения. Результаты исследования показывают, что накопление золота происходит до определенного предела (в данном случае до массовой доли золота 18-20 г/т). Время накопления до установившегося значения массовой доли золота составило 60 минут.

Аналогичные исследования на Жолымбетской золотоизвлекательной фабрике показали [12], что время накопления золота в циркулирующем продукте составляет 30 минут. Дальнейшая концентрация золота в песках не происходит из-за его измельчения и выноса в слив.

В целом, при опробовании схем измельчения установлено, что степень концентрации в песках гидроциклонов по отношению к исходному питанию для различных медных и медно-цинковых руд находится в широких пределах и зависит, главным образом, от количества и крупности свободных частиц золота [6, 11]. Высокая степень концентрации золота в песках гидроциклонов позволяет рассматривать их в качестве исходного продукта для гравитационного извлечения золота.

Циркуляционно-измельчительная концентрация как самостоятельный метод обогащения, исследован в лабораторных условиях. Так, исследования выполнены на продукте дражной переработки песков с суммарной массовой долей золота и платины 0,16 %. Продукт характеризуется массовой долей класса плюс 0,1 мм, равной 82 %. Циркуляционно-измельчительная концентрация позволяет из этого материала получать концентрат с массовой долей металлов около 87 % при извлечении 97,80 % [11].

Циркуляционно-измельчительной концентрации подвергнуты также хвосты гравитации материала пристеночных слоев стекольного производства. Данное техногенное сырье образуется при получении стекловолоконистых материалов в стеклоплавильных устройствах. Платиноиды в пристеночных слоях представлены преимущественно частицами размером 40-50 мкм. Кроме платины в пробе содержится 0,04 % палладия, 0,025 % родия. Проба представлена на 50 % шламами (класс крупности $-0,005+0$ мм) с пониженным содержанием платины (0,009 %).

В результате измельчительно-циркуляционной концентрации хвостов гравитационного обогащения пристеночных слоёв стекольного производства получен платиносодержащий концентрат с массовой долей платины 41,5 % при извлечении 88,4%, палладия 11,8 % при извлечении 82,5 %, родия 6,2 % при извлечении 84,1 % [6, 11]. Результаты свидетельствуют о высокой эффективности процесса циркуляционно-измельчительной концентрации материала пристеночных слоёв.

Также циркуляционно-измельчительной концентрации подвергнут платиновый концентрат с массовой долей платины 12,65 %. В результате

получен концентрат с массовой долей платины 68,2 % при извлечении платины в концентрат 97,9 % [11].

С целью повышения извлечения золота из замкнутого цикла измельчения разработана технология циркуляционной концентрации, в которой предусматривается извлечение частиц золота из циркулирующего продукта по мере их вскрытия в тяжёлую фракцию центробежного сепаратора, представленная на рисунке 1.

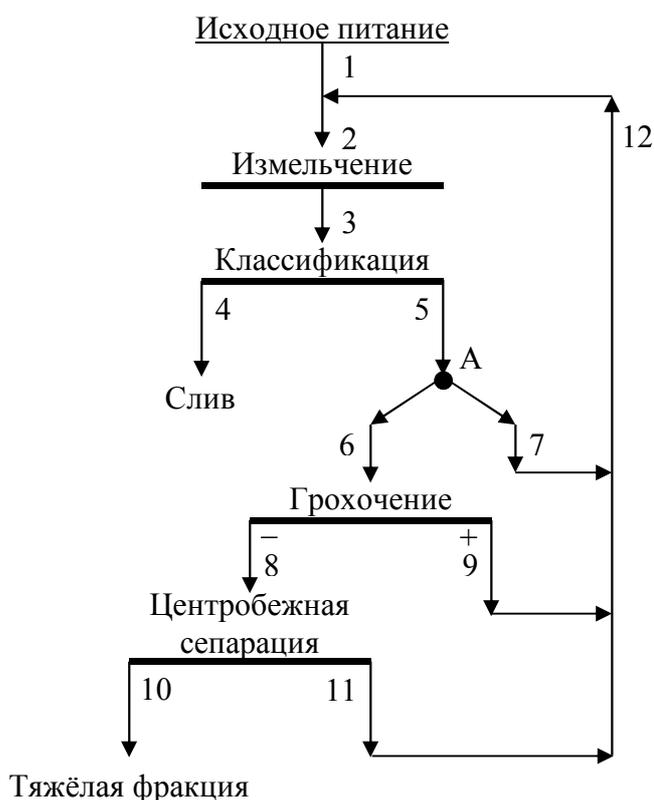


Рисунок 1 – Схема измельчения руды с непрерывным выделением и переработкой части циркулирующего продукта

Технологическая схема включает подачу исходной руды в замкнутый цикл измельчения и классификации, выделение части песков гидравлической классификации, грохочение этой части и обогащение подрешетного продукта центробежной сепарацией.

Исходное питание (продукт 1) вместе с возвратными продуктами 7, 9, 11, направляется в операцию измельчения. Измельченный продукт 3 подвергается гидравлической классификации. Слив гидравлической классификации (продукт 4) направляется на дальнейшую переработку. Пески гидравлической классификации (продукт 5) в точке А делятся на два продукта 6 и 7. Продукт 6 (доля песков) направляется на грохочение, нижний продукт которого (продукт 8) подвергается одинарной или двойной центробежной сепарации с получением тяжелой фракции (продукт 10). Продукты 7, 9, и 11 возвращаются в операцию измельчения. С целью исключения потерь крупного свободного золота с верхним продуктом грохоче-

ния размер ячеек грохота должен быть не менее максимального размера золотин в питании.

Деление продукта 5 в точке А на продукты 6 и 7 определяется техническими возможностями применяемого для переработки оборудования (грохоты, центробежные сепараторы).

Предложенный способ реализован в лабораторных условиях на пробе золотосодержащей руды Варваринского золотомедного месторождения (Республика Казахстан, Кустанайская область), отобранной из слива мельницы первой стадии измельчения. Масса пробы составляла 1208 кг, массовая доля золота 1,18 г/т, серебра – 0,99 г/т, меди – 0,076 г/т. Максимальная крупность частиц в пробе – 15 мм, массовая доля класса минус 0,071 мм – 30,1 %.

Результаты гравитационного обогащения руды Варваринского месторождения показывают, что из песков гидроциклона замкнутого цикла измельчения руды Варваринского месторождения есть возможность получать гравитационный концентрат с массовой долей золота 140 г/т.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что использование циркуляционной концентрации является эффективным методом получения обогащённого по благородным металлам продукта.

В целом, предложенная технология извлечения тонкого золота из замкнутого цикла измельчения открывает широкие возможности для повышения извлечения золота на обогатительных фабриках в технологических схемах переработки сульфидных медных и медно-цинковых руд за счёт исключения переизмельчения частиц золота и выделения их в тяжёлую фракцию по мере вскрытия.

Список литературы

1. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. акад. РАН В.А. Чантурия и докт. техн. наук И. В. Шадруновой; Ин-т проблем комплекс. Освоения недр РАН. – М.: Наука, 2016. – 387 с.

2. Бектурганов Н.С. Технологические и экологические аспекты комплексной переработки труднообогатимого минерального и техногенного сырья Казахстана. Материалы Международного совещания (16-19 сентября 2014 г.) «Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья». – Караганда, Изд-во ТОО «Арко», 2014. – С. 9-12.

3. Викентьев И.В., Лаптев Ю.В., Молошаг В.П. Пути повышения извлечения золота при обогащении медно-цинковых руд Южного Урала // Материалы международного совещания «Прогрессивные методы обогащения и технологии глубокой переработки руд цветных, редких и платиновых металлов» (Плаксинские чтения). – Красноярск: Изд-во «ГУЦМиЗ, ИХХТ СО РАН», 2006. – С. 63-65.

4. Шешуков О.Ю., Михченко М.А., Леонтьев Л.И., Паньков В.А., Чесноков Ю.А. Комплексная переработка труднообогатимых техногенных отходов металлургической промышленности, содержащих значительное количество окислов железа // Тр. конгресса «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований». – Екатеринбург: УрО РАН, 2014. – С. 47-51.

5. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: учебное пособие для вузов. В 2-х кн. – М.: Изд-во МГГУ, 2005. – Кн. 2. – 470 с.
6. Морозов Ю.П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения мелкодисперсных благородных металлов из руд техногенного сырья. Дисс... докт. техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. Екатеринбург, 2001. – 397 с.
7. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов: В 2 т. – М.: Изд-во МГГУ, 2001. – Т. 1: Обогащительные процессы и аппараты. – 469 с; Т. 2: Технология обогащения полезных ископаемых. – 509 с.
8. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Абрютин Д.В. / Технология переработки золотосодержащего сырья: учебное пособие. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. – 328 с.
9. Научное обоснование, разработка и апробация новых реагентов-собирателей для извлечения благородных металлов из труднообогатимого минерального сырья / Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Гетман В.В. // Материалы Международного совещания (16-19 сентября 2014 г.) «Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья». – Караганда, Изд-во ТОО «Арко», 2014. – С. 58-62.
10. Морозов Ю.П. Технологии дополнительного извлечения золота при переработке сульфидных медных и медно-цинковых руд / Мат-лы XIX междунауч.-техн. конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – С. 3-7.
11. Хамидулин И.Х. Технологии извлечения золота с использованием циркуляционной концентрации: дисс... канд. техн. наук: 25.00.13 / Хамидулин Иршат Халилович. – Екатеринбург, 2017. – 125 с.
12. Анализ работы фабрики района Жолымбет с целью разработки мероприятий по повышению извлечения золота // Отчет по НИР. – Науч. руководитель Морозов Ю.П. – Екатеринбург. – МКП «Таилс». – 1991. – 61 с.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СМЕШАННОГО АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ СОБИРАТЕЛЯ И МОДИФИКАТОРА НА ПОВЕРХНОСТИ АРСЕНОПИРИТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Матвеева Т.Н., Громова Н.К.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика
Н.В. Мельникова РАН, г. Москва, Россия

Арсенопирит является одним из основных сульфидных минералов – носителей золота. При флотационном обогащении золотосодержащих руд извлечение золота в значительной степени зависит от эффективной флотации золотоносного арсенопирита, которая в свою очередь определяется условиями формирования гидрофобного слоя на поверхности извлекаемых в концентрат минералов, в том числе арсенопирита. В то же время присутствие арсенопирита в медных, свинцовых, золото-пиритных и других концентратах ограничивает возможности применения пирометаллургических методов их последующей переработки. Как правило, такой переработке подвергаются золотосульфидные концентраты с содержанием мышьяка менее 2 %.

В связи с этим, проблема снижения содержания мышьяка в сульфидных концентратах напрямую связана с регулированием флотуемости арсенопирита в сульфидной флотации.

Исследованиями, выполненными в Институте проблем комплексного освоения Российской академии наук (ИПКОН РАН), теоретически и экспериментально обоснован механизм действия новых комплексообразующих реагентов – собирателей и модификаторов на минералы цветных и благородных металлов при флотации упорных золото- и платиносодержащих руд. Применение новых реагентных режимов с использованием модифицированного ксантогената и диэтилдитиокарбамата, термоморфных полимеров обеспечило прирост извлечения благородных металлов на 6-13 % и повышение их содержания в концентратах в 1,2-1,5 раза [1, 2].

Накопленный в ИПКОН РАН опыт по исследованию и использованию в качестве модификаторов флотации реагентов растительного происхождения позволил предложить их в качестве альтернативных синтетическим флотационным реагентам. Благодаря входящим в их состав веществам [3-5] растительные модификаторы обладают комплексообразующими и восстановительными свойствами и способны изменять гидрофобно-гидрофильное состояние поверхности сульфидных и породных минералов. Способ селекции пирита и арсенопирита с использованием экстракта коры дуба (ЭКД) в качестве модификатора при флотации золотосодержащих сульфидов сочетанием ксантогената и оксипропилового эфира диэтилдитиокарбаминовой кислоты (Патент РФ 2397025) способен обес-

печить получение золотопиритного концентрата с содержанием мышьяка менее 2 %.

Цель работы – исследование смешанного адсорбционного слоя собирателя и растительного модификатора на поверхности арсенопирита при флотации золотосодержащих руд с применением методов сканирующей лазерной и электронной микроскопии.

Объектом исследования являлась мономинеральная фракция арсенопирита Дарасунского месторождения, %: Fe – 29,7; S – 19,3; As – 40,5; Cu – 0,04; Sb – 10,4; прочие – менее 0,1; Au – 15 г/т.

Комбинированный диэтилдитиокарбамат натрия (ДЭДТКк) выбран в качестве селективного по отношению к золотосодержащим сульфидам собирателя, благодаря комплексообразующим свойствам входящих в его состав компонентов – ОПДТК и ДЭДТК [1, 2].

Поскольку таннин содержится во многих растительных тканях и при экстракции водой переходит в водный раствор, в качестве растительного модификатора был выбран раствор таннина с концентрацией 50 мг/л.

Методы исследования — оптическая, конфокальная лазерная, аналитическая электронная, сканирующая зондовая микроскопия, УФ-спектрофотометрия растворов реагентов, флотация минералов. Сканирующий лазерный микроскоп KEYENCE с модулем анализа поверхности VK-9700 позволяет производить бесконтактное измерение неровности поверхности минералов и таким образом определять высоту и размер новообразований, полученных в результате взаимодействия с реагентами. Электронный микроскоп с энергодисперсионным микроанализатором LEO-1420 VP INCA-350 дает возможность определять элементный состав микро- и наночастиц реагентов на поверхности минералов. Анализ поверхности минералов до и после контакта с растворами реагентов проводили на шлифах, изготовленных в виде отполированных пластин 10x10x2 мм.

Таннин имеет характеристические полосы поглощения в УФ-области в нейтральной среде при 275 нм и 212 нм. Оптическую плотность растворов таннина различной концентрации измеряли в нейтральной и слабощелочной среде по максимумам при 275 нм. По разнице исходной и остаточной концентрации реагента в растворе в соответствии с законом Буггера–Ламберта–Бера определена величина адсорбции таннина на минерале. При контакте 1 г минерала (-0,1+0,063 мм) с раствором таннина (20 мг/л) в течение 10 мин адсорбция реагента на арсенопирите составила 0,34 мг/г. Также было обнаружено появление сине-зеленого окрашивания, характерного для комплексных соединений таннина с ионами железа (II) и железа (III), присутствующими на поверхности частиц арсенопирита.

В ходе исследования была разработана оригинальная методика количественной оценки адсорбции таннинсодержащих модификаторов на поверхности сульфидных минералов меди, сурьмы и мышьяка и их влияния на адсорбцию реагентов-собирателей. Оригинальность и новизна подхода

к изучению тонких пленок реагента на поверхности минеральных аншлифов заключается в сопоставлении численных измерений неровностей рельефа минерала до и после контакта с растворами реагентов.

Бесконтактные измерения осуществляются путем получения трехмерных координат точек рельефа поверхности лазерным сканированием. Микроскоп оснащен револьверной системой объективов Nikon, с помощью которых наблюдатель может регулировать увеличение в интервале 10X – 150X. Наблюдение и произведение снимка проводится с помощью программного обеспечения VK-Viewer.

Адсорбция реагента по разработанной методике оценивается по степени покрытия поверхности минерала реагентом (рисунок 1, таблица 1).



Рисунок 1 – Определение площади поверхности участка аншлифа арсенопирита, покрытой реагентом ДЭДТКк

Лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700. Увеличение 20X. Метка 100 мкм

Таблица 1 – Расчет степени покрытия арсенопирита реагентом ДЭДТКк

Площадь поверхности минерала, мкм ²	Площадь поверхности, покрытой реагентом, мкм ²	Степень покрытия реагентом, %
499405	108091	21,6
	Каплевидные новообразования 14470	2,9

На арсенопирите ДЭДТКк закрепляется в виде достаточно крупных натечных каплевидных фаз, характерных для неионогенной молекулярной составляющей – тиоэфира диэтилдитиокарбаминовой кислоты. Размер округлых выпуклых капель составляет в диаметре 7-39 мкм, высотой 0,39-0,66 мкм, достигая максимальной высоты 1,53 мкм (рисунок 1). Кроме того, арсенопирит достаточно равномерно покрыт большим количеством мелких дискретных формирований неправильной формы размером 2x4 мкм и высотой до 0,34 мкм, практически полностью покрывающих поверхность аншлифа. Данные формирования характеризуют химически адсорбированную фазу собирателя, преимущественно представленную ионной составляющей диэтилдитиокарбамата.

При воздействии танина фазы предварительно адсорбированного собирателя на поверхности минерала видоизменяются: характерные для молекулярной формы адсорбированного собирателя натечные образования становятся менее выпуклыми, плоскими, а пленка химически адсорбированного реагента сохраняется практически полностью. Кроме того, появляются вновь образованные фазы – пленки, имеющие характерные радужные разводы, таким образом, растительный реагент также закрепляется на минерале в виде вновь образованной фазы (рисунок 2). Округлые радужные формирования составляют в диаметре 15-100 мкм, вокруг них наблюдается коричневый ареол, диаметр которого достигает 257 мкм. Высота новообразований не превышает 0,66-1,48 мкм, что может быть связано с частичной десорбцией собирателя танином.

Характерно, что растительный реагент закрепляется как на предварительно адсорбированной фазе собирателя, так и на свободных от собирателя участках. Толщина поверхностного слоя реагента и прочность закрепления зависят от концентрации экстракта в растворе: чем выше концентрация, тем устойчивее адсорбционный слой реагента. Высота новообразований составила $h = 0,3-2,0$ мкм.

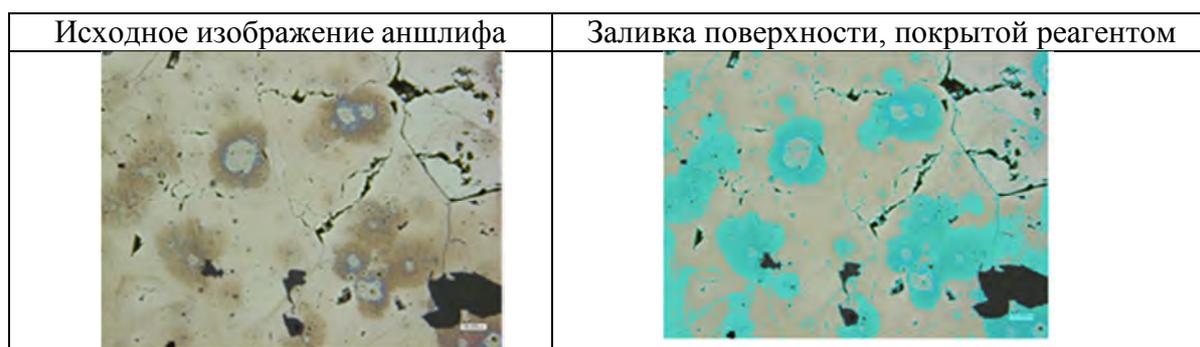


Рисунок 2 – Определение площади поверхности участка аншлифа арсенопирита, покрытой реагентом, после обработки ДЭДТКк и танином KEYENCE VK-9700. Увеличение 10X. Метка 100 мкм

Таблица 2 – Расчет степени покрытия арсенопирита ДЭДТКк и танином

Площадь поверхности минерала, мкм ²	Площадь поверхности, покрытой реагентом, мкм ²	Степень покрытия реагентом, %
4490519	1741460	38,8

Произведенные замеры на нескольких участках поля зрения (при увеличении 20X) показали, что степень покрытия реагентом ДЭДТКк поверхности минерала составила 21,6 %. Суммарная площадь новообразований в виде капель, характеризующая физически сорбированный компонент раствора (тиоэфиром ОПДТК или дисульфидом ДЭДТК₂) на арсенопирите составил 2,9 % от общей площади покрытия реагентом (таблица 1). Увеличение степени покрытия реагентами при воздействии танина с 21,6 до

38,8 % (таблица 2) свидетельствует о его активной адсорбции, что приводит к гидрофилизации поверхности арсенопирита и снижению его флотуемости.

Фаза растительного реагента не смывается водой и достаточно прочно фиксируется на поверхности полированного аншлифа арсенопирита. В рентгеновском спектре вновь образованной фазы, полученном на электронном микроскопе LEO-1420 VP INCA-350, определены полосы С и О, относящихся к структуре реагента.

Выводы

В результате исследования адсорбционного слоя собирателя и растительного модификатора на поверхности полированного аншлифа арсенопирита при флотации золотосодержащих руд с применением методов сканирующей лазерной и электронной микроскопии установлен смешанный характер адсорбции комбинированного реагента ДЭДТКк, тиоэфира ОПДТК, входящего в его состав, и растительного модификатора – таннина. Определены размеры и толщина слоя вновь образованных фаз реагентов, закрепившихся на поверхности минерала. Адсорбционный слой собирателя и растительного модификатора формируется как химической, так и физической формами адсорбции реагентов.

Полученные результаты являются основой для научного обоснования целесообразности применения экологически безопасных растительных реагентов взамен токсичной извести в качестве модификатора арсенопирита при получении золотосодержащих концентратов из комплексных руд.

Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 16-05-00646.

Список литературы

1. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Иванова Т.А., Чантурия В.А. Физико-химическое воздействие модифицированного диэтилдитиокарбамата на поверхность золотосодержащих сульфидов при флотации руд благородных металлов // ФТПРПИ. — 2013. — № 5. — С. 147 – 156.
2. Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Громова Н.К. Ланцова Л.Б. Исследование нового класса комплексобразующих реагентов для селекции золотосодержащих пирита и арсенопирита // ФТПРПИ. — 2011. — № 1.
3. Патент РФ № 2397025. Способ разделения пирита и арсенопирита / В.А. Чантурия, Т. А.Иванова, Т.Н. Матвеева, Н.К. Громова, Л.Б. Ланцова // Оpubл. в БИ. — 2010. — № 23.
4. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. Исследование адсорбции таннинсодержащих органических реагентов на стибните, арсенопирите и халькопирите при флотации комплексных золотосодержащих руд // ФТПРПИ. – 2016. – № 3. – С. 134-142.
5. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Адсорбция компонентов растительных экстрактов на сульфидных минералах при флотации комплексных золотосодержащих руд // ГИАБ. – 2017. – № 8. – С. 113-120.

РАЗРАБОТКА И ОПТИМИЗАЦИЯ МЕТОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА

Попов А.А., Полежаев С.Ю.

Уральское представительство СП ЗАО «ИВС» г. Санкт-Петербург, Россия

В настоящее время на горно-обогатительных предприятиях скопились значительные объемы отвальных продуктов с относительно высоким остаточным содержанием ценных компонентов. Данная проблема характерна и для золотодобывающей отрасли. В частности, отвалы месторождений на территории Казахстана достигают сотен миллионов тонн, остаточное содержание золота в них достигает 1 г/т.

Цель работы: разработка гидрометаллургической технологии переработки лежалых хвостов обогатительных фабрик Казахстана и подбор оптимальных параметров переработки, обеспечивающих высокое извлечение золота при рациональном расходе цианида.

Массовая доля золота в исследованных хвостах не превышает 1 г/т. Доля свободно-цианируемого золота составляет порядка 50-70 %. Упорное золото преимущественно ассоциировано с сульфидами и силикатами (до 90 %). В исследованных материалах не обнаружено значимое содержание сопутствующих ценных компонентов – общее содержание меди, цинка и свинца в пробах не превышает 0,05 %, но, в тоже время, в пробах содержится до 0,08 % мышьяка и 0,2 % углерода.

Основные исследованные методы переработки хвостов:

- прямое агитационное цианирование исходных материалов;
- агитационное цианирование измельченных материалов;
- сорбционное цианирование барботированием кислорода в пульпу.

Предварительное доизмельчение позволяет повысить извлечение золота, рост расхода цианида при этом не наблюдается. Насыщение кислородом пульпы за счет барботажа воздуха не оказывает влияния на степень извлечения золота.

Результаты выполненных исследований показывают, что возможно достаточно эффективное извлечение золота из техногенных золотосодержащих отвалов прямым агитационным цианированием.

САМОРОДНОЕ ЗОЛОТО В ПРОДУКТАХ СГОРАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ ЕРКОВЕЦКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Сорокин А.П., Агеев О.А.

Амурский научный центр ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия

Наличие устойчивых концентраций золота в угленосных отложениях ряда месторождений Приамурья, выявленных в ходе фундаментальных, опытно-экспериментальных и аналитических исследований АмурНЦ ДВО РАН и ИГиП ДВО РАН [1], а также продолжающихся в АмурНЦ ДВО РАН более 15 лет исследованиях по оценке распределения золота в продуктах сгорания угля (ПСУ) [2], поставили на повестку дня вопрос о необходимости разработки технологии извлечения Au и других элементов из ПСУ. Для этого необходимо изучить формы нахождения и степень трансформации Au при различных режимах сжигания углей и скорости движения газового потока в процессе очистки дымовых газов.

Объект исследований. В качестве объекта исследования был выбран бурый уголь Ерковецкого месторождения. Уголь марки 2Б средней степени углефикации относится к классу гелитолитов. Качество углей (в %): влага 35–37, зольность товарная 17,0–17,9; выход летучих 43–45, содержание серы 0,28–0,41; содержание фосфора 0,09–0,16; плотность 1,66 г/см³. Теплота сгорания – высшая 6200–6400 ккал/кг, низшая 2955–3100 ккал/кг. Содержание золота в угле и вмещающих породах определялось по методике, разработанной в Амурском научном центре ДВО РАН. Среднее содержание золота по данным усовершенствованного пробирного анализа в отобранной для эксперимента партии угля 0,98 г/т.

Технология получения ПСУ. Для изучения процесса переноса золота и других ценных элементов в продуктах сгорания углей (топочные шлаки, золы уноса, думы и техногенную воду), формирующихся при сжигании угля, Амурский Научный Центр в 2016 году создал опытную установку (ОУ) [3], а в 2017 – экспериментально-технологический комплекс «Амур» (ЭТК «Амур») [4], предназначенные для проведения экспериментальных исследований.

Фракционирование и концентрирование ценных компонентов из продуктов сгорания углей (ПСУ)

Шлак, отобранный из топочной камеры опытной установки (ОУ), образованный в результате сжигания угля слоевым способом в покое, измельчили на щековой дробилке ДЛЩ-80-150 до фракции минус 2 мм, затем пропустили через мокрый магнитный сепаратор ММС-0,1 (рисунок 1).



Рисунок 1 – Схема магнитного и гравитационного обогащения шлаков

Полученная магнитная фракция (окислы металлов) может являться сырьем для металлургической промышленности. Немагнитная фракция (смесь недожога, шлака, песка, глины и др.) обогащалась гравитационным методом (рисунок 1). Для выделения из состава немагнитной фракции недожога и легких частиц использовали слабонаклонный шлюз прямоугольного сечения, на дно которого укладывались дражные коврики, которые позволяют создать в придонных слоях турбулентный поток и удерживать осевшие на дно тяжелые частицы. Выделенная легкая фракция (недожог) является сырьем для изготовления угольных брикетов, а тяжелая фракция подавалась на концентрационный стол СКО-0,5. На столе были получены конечные продукты обогащения – концентрат и хвосты стола. Хвосты стола – легкая фракция обогащения, очищенная от недожога, окислов железа и других тяжелых элементов, является готовым сырьем для использования в дорожном строительстве и производстве строительных материалов. Концентрат стола содержит целый ряд полезных элементов, включая золото (рисунок 2). После обогащения 20 кг шлаков выделено 23 частицы самородного золота: очень мелких крупностью менее 0,10 мм – 7 ед.; мелких крупностью -0,25+0,10 мм – 11 ед.; средних крупностью -1,0+0,25 мм – 4 ед.; одна крупная – более 1,6 мм.

Зола уноса. Для изучения процесса переноса золота с золой уноса технология сжигания угля была изменена. Для этой цели АмурНЦ спроектировал и изготовил ЭТК «Амур». Особенностью комплекса является наличие камеры дожига летучих соединений углерода и наличие сухого

гравитационного обогащения золы уноса. Осажденная в золоуловителе тяжелая фракция золы уноса разделялась на магнитную и немагнитную фракции, немагнитную пропускали через ситовой анализатор А-50, и каждая фракция обогащалась на концентрационном столе СКО-0,5, полученный концентрат подвергали минералогическому анализу. Из 3,3 кг исходной золы уноса получено 125 г концентрата, из которого выделено 80 частиц самородного золота (рисунок 3).

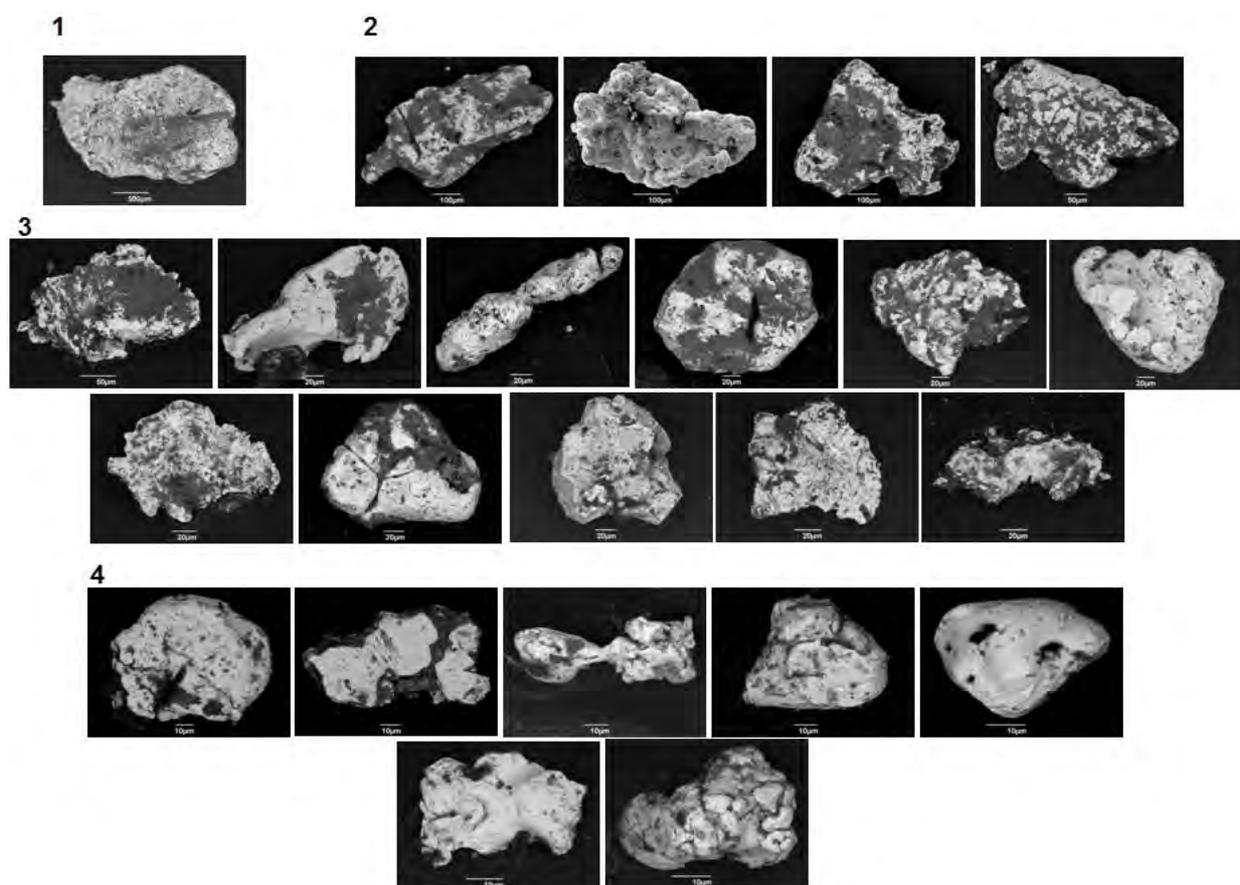


Рисунок 2 – Частицы самородного золота:
 1 – крупное (+1 мм), 2 – среднее (-1+0,25 мм), 3 – мелкое (-0,25+0,1 мм),
 4 – очень мелкое (-0,1 мм)

Продукты мокрой очистки дымовых газов – шлам, полученный в результате очистки техногенной воды фильтром грубой очистки, гравитационному обогащению не подвергался (в силу физических ограничений метода). Шлам промывался в бромформе, разделялся на фракции: магнитную, электромагнитную, немагнитную тяжелую и немагнитную лёгкую, которые исследовались шлиховым методом с применением микрохимических реакций и иммерсионного метода с выделением частиц самородного золота (ИГиП ДВО РАН Воропаева Е.Н. и Некрасова С.Г.). Всего из 50 г шлама было выделено 7 золных конгломератов с присутствием микрочастиц золота (рисунок 4).

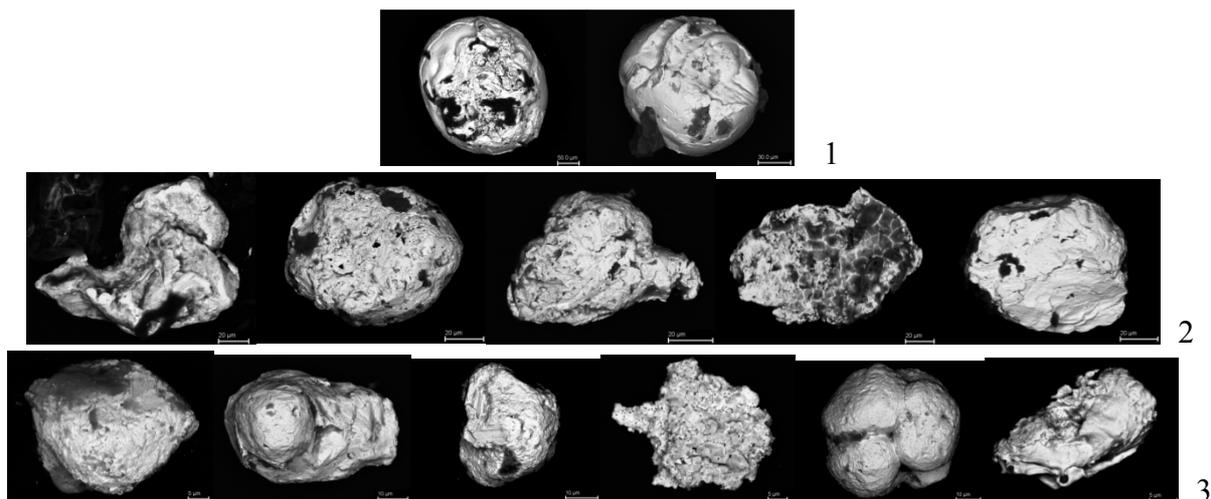


Рисунок 3 – Частицы самородного золота:
 1 – средних (-1,0+0,25 мм) – 10 знаков; 2 – мелкие (-0,25+0,10 мм) – 11 знаков;
 3 – очень мелкие (-0,10 мм) – 59 знаков

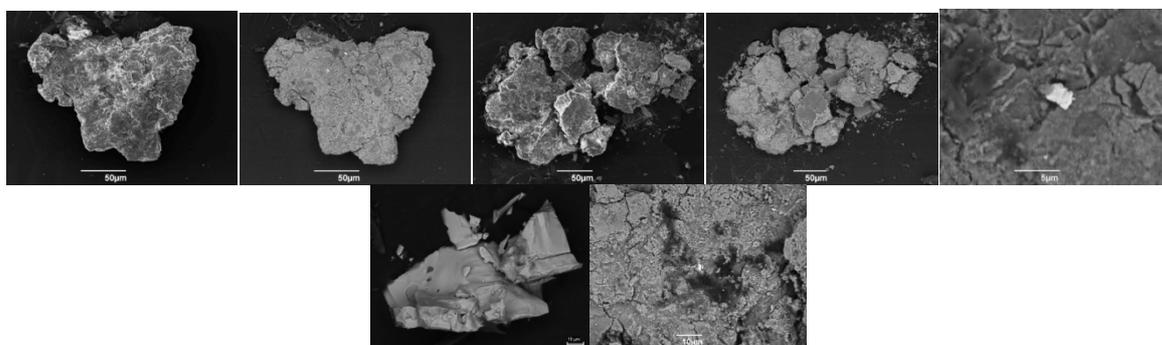


Рисунок 4 – Зольные конгломераты с присутствием микрочастиц золота (белая фаза)

Выводы:

1. При сжигании угля в низкотемпературном режиме слоевым способом в покое, когда скорость газа мала и не может поднять частицы, самородное золото преимущественно накапливается в шлаках. Сжигание угля в высокотемпературных режимах (выше 1000 °С) в кипящем слое способствует накоплению самородного золота преимущественно в золе уноса.

2. Проведённые исследования шлаков и золы уноса показали присутствие существенного количества самородного золота, которое можно концентрировать гравитационным и магнитным способом.

3. Для извлечения золота из продуктов мокрой очистки дымовых газов (шлама и техногенной воды) необходимо применять современные методы гидрометаллургии.

Список литературы

1. Сорокин А.П., Рождествина В.И., Кузьминых В.М. Закономерности формирования благородно- и редкометального оруденения в кайнозойских угленосных отложениях юга Дальнего Востока. // Геология и геофизика. 2013. Т. 54. №7. С. 876-893.

2. Сорокин А.П. (руководитель проекта), В.И. Рождествина, В.М. Кузьминых, Т.Б. Макеева, А.А. Киселева, Н.А. Бородин, Н.Н. Козлова, Л.А. Чурсина, Н.Г. Сергачева, И.А. Зубенко, В.Н. Борисов, Т.В. Артеменко, А.Ю. Агафонов, К.С. Беликов. Закономерности распределения, формы нахождения и технологии извлечения золота из бурых углей // Проблемы минерагении России. 2012. С. 385-402.

3. Агеев О.А., Борисов В.Н., Зубенко И.А. Концентрирование золота из угольного шлака и золы уноса гравитационным и магнитным методами // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения: Всерос. конф. с междунар. участием: сб. докладов. Благовещенск: АмурНЦ ДВО РАН, 2017. С. 122-128.

4. Агеев О.А., Сорокин А.П., Борисов В.Н., Зубенко И.А., Трухин В.И. Экспериментально-технологический комплекс «Амур» для получения разделенных продуктов сгорания углей // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения: Всерос. конф. с междунар. участием: сб. докладов. Благовещенск: АмурНЦ ДВО РАН, 2017. С. 117-121.

УДК 669.334.3

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Абдылдаев Н.Н., Магомедов Д.Р., Абубакриев А.Т., Койжанова А.К., Камалов Э.М.
АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан

Месторождение относится к золото-серебряно-кварцевому типу. Основные рудные минералы – золото, арсенопирит, второстепенные – пирит, халькопирит, галенит. Единственным полезным компонентом, извлечение которого из руд рентабельно, является золото. Из этих руд получают сульфидные концентраты с высоким содержанием золота (до 100 г/т и выше). В связи с этим было принято решение об исследовании данной руды на флотационную обогатимость.

Целью работы являлось проведение исследований по флотационному обогащению руды месторождения Карьерное при сравнении степени измельчаемости, а также разработка схемы по флотации данной пробы. Для проведения исследований была использована технологическая проба золотосодержащей руды. Результаты химического состава руды приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав исходной руды

Массовая доля элементов, %										
Au, г/т	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	S _{общ}	Cu	Pb	Zn	As	Sb	C
0,88	61,50	13,02	3,18	1,83	0,002	0,008	0,007	0,10	0,002	1,70

На материале пробы выполнялся ситовой анализ руды дробленой до 1,7 мм, с определением характера распределения золота по классам крупности. Результаты ситового анализа приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты ситового анализа исходной руды

Классы крупности, мм	Выход, %		Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	
	Частный	Суммарный по (+)	Частное	Суммарное по (+)	Частное	Суммарное по (+)
- 2,5 + 1,25	17,46	17,46	0,89	0,89	17,75	17,75
- 1,25 + 0,63	50,46	67,92	0,79	0,82	45,55	63,30
- 0,63 + 0,315	15,00	82,92	0,87	0,83	14,90	78,20
- 0,315 + 0,16	6,92	89,84	0,96	0,84	7,58	85,78
- 0,16 + 0,071	3,75	93,59	1,2	0,85	5,14	90,92
- 0,071 + 0,0	6,41	100,00	1,24	0,88	9,08	100,00
Итого	100,00		0,875		100,00	

Представленные в таблице 2 результаты ситового анализа показали, что средневзвешенное содержание золота в исследуемой руде составило 0,875 г/т. Содержание золота по классам крупности изменяется в диапазоне от 0,89 до 1,24 г/т. Наиболее высокое содержание золота наблюдается в самых тонких классах крупности -0,16+0,071 мм и -0,071+0,0 мм, которое составило 1,2 г/т и 1,24 г/т, соответственно.

Распределение содержания золота по классам крупности неравномерное. Наиболее высокое извлечение золота наблюдается в трех самых крупных классах крупности -1,25+0,63 мм, -0,63+0,315 мм и -0,315+0,16 мм и, соответственно, составило 17,75 %, 45,55 % и 14,90 %. Ситовая характеристика исходной руды (рисунок 1).

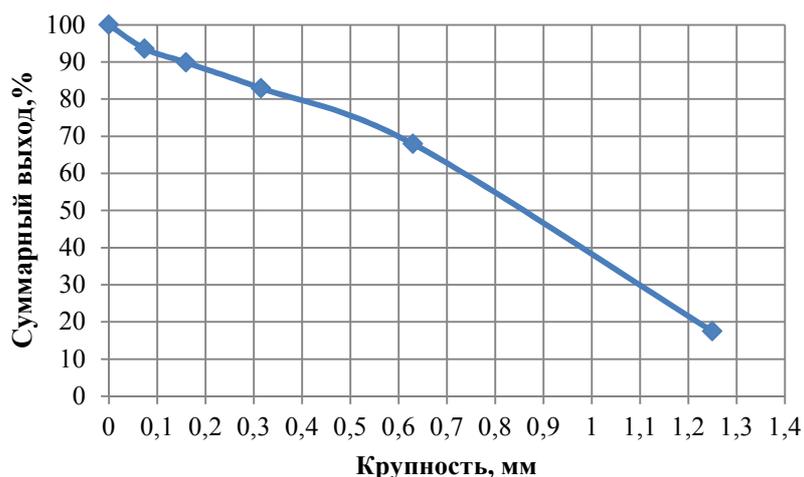


Рисунок 1 – Ситовая характеристика исходной руды дробленой до 1,7 мм

Частично выпуклый тип кривой характеристики крупности позволяет отнести руду данной пробы к категории средней твердости руд или твердым рудам.

Минералогические исследования шлифов и аншлифов проводились на микроскопе Leica P2500. Технологическая проба отобрана из Западного фланга месторождения. В ее составе присутствуют алевропелиты, песчаники, алевролиты, алеврито-пелиты, магматогенные брекчии.

Изучена кинетика измельчения золотосодержащей руды. Для определения измельчаемости руды проба дробилась на лабораторной щековой дробилке до крупности $-1,0+0$ мм и измельчалась в лабораторной шаровой мельнице.

Измельчение осуществлялось на лабораторной мельнице при соотношении Т:Ж:Ш = 1:0,55:9 (навеска 0,5 кг, 65 % твердого). Результаты опытов по определению количества класса 0,071 мм в зависимости от продолжительности измельчения приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Выход класса крупности минус 0,071 мм в зависимости от времени измельчения

Время измельчения, мин	Выход класса -0,071 мм, %
0	6,41
10	11,25
20	31,8
40	52,6
65	96,2

Проведены лабораторные испытания технологии обогащения золотосодержащей руды с применением базовых реагентов. Испытания проводили в замкнутом цикле при сравнении режимов измельчения.

Лабораторные исследования выполнялись на стандартных лабораторных флотационных машинах типа «Механобр» с объемом камер 1,5, 0,5, и 0,25 л. Флотация проводилась на водопроводной воде при pH = 7-7,5.

Результаты флотации представлены в таблице 4. Проведено сравнение результатов флотации с применением измельчения руды перед флотацией до 80-70 % класса -0,074 мм.

В качестве базовых реагентов в цикле флотации применяли: собиратель – бутиловый ксантогенат натрия, пенообразователь – Т-80.

Таблица 4 – Результаты флотационного обогащения золотосодержащей руды

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Примечание
<i>Au концентрат</i>	3,65	19	90,45	Измельчение- 80% кл. -0,074 мм
Отв. хвосты	96,35	0,076	9,55	
Исходная	100	0,766	100	
<i>Au концентрат</i>	3,72	19,4	90,68	Измельчение- 70% кл. -0,074 мм
Отв. хвосты	96,28	0,077	9,31	
Исходная	100	0,795	100	

Исходя из результатов, представленных в таблице 4, видно, что при сравнении режимов измельчения до 80 и 70 % класса минус 0,074 мм выявлено небольшое различие по их влиянию на флотационную обогатимость. Наилучшее извлечение золота было выявлено при крупности руды 70 % класса -0,074 мм, которое составило 90,68 %. В связи с этим предложена схема по флотационному обогащению золотосодержащей руды в замкнутом цикле, которая показана на рисунке 3.

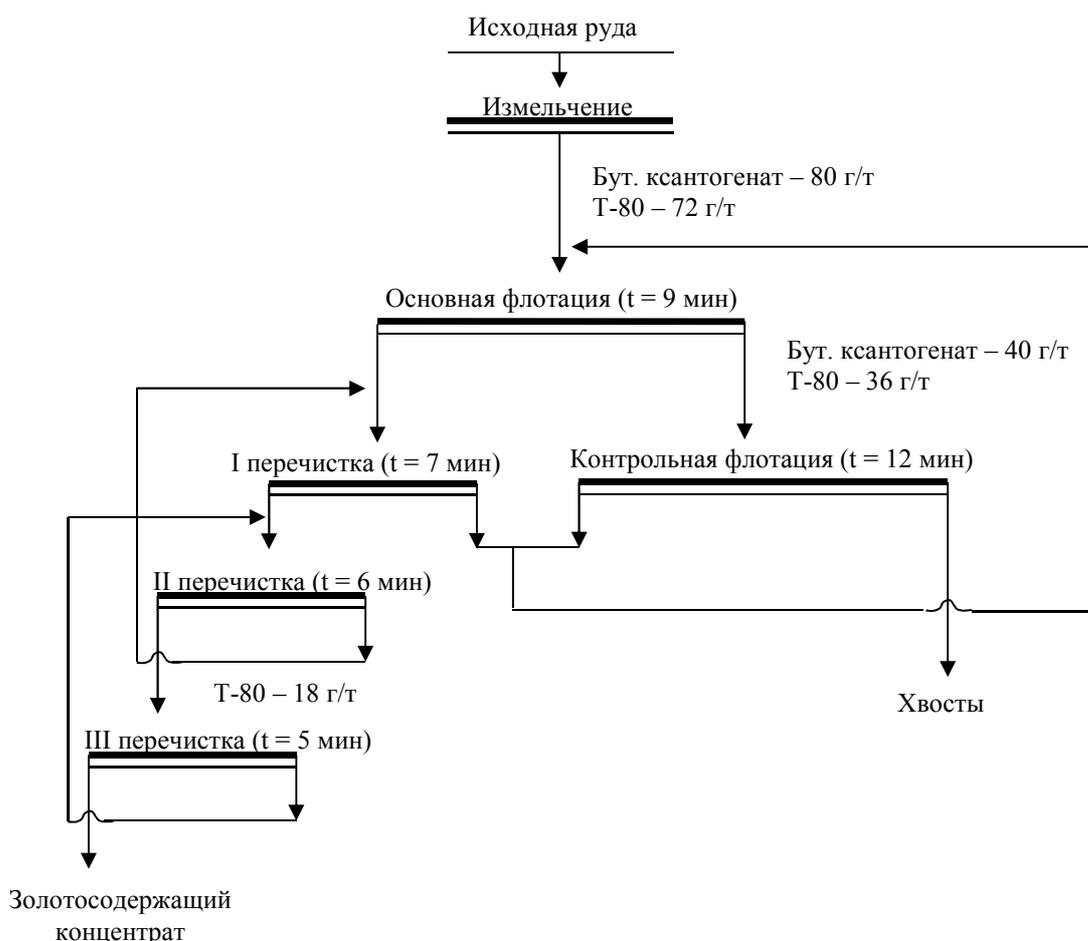


Рисунок 3 – Схема флотационного обогащения золотосодержащей руды

На основании результатов исследований по флотационному обогащению руды можно сделать следующие основные выводы:

- оптимальная крупность измельчения исходной руды перед флотацией составила 80-70 % класса 0,074 мм;
- в качестве реагента собирателя необходимо использовать бутиловый ксантогенат;
- на основании результатов исследований определен оптимальный реагентный режим флотации: в основной флотации расход бутилового ксантогената – 80 г/т, Т-80 – 72 г/т, в контрольной флотации расход бутилового ксантогената – 40 г/т, Т-80 – 36 г/т, в III перечистке расход Т-80 – 18 г/т;

- предложена флотационная схема обогащения золотосодержащей руды включающая в себя измельчение, основную, контрольную и три перечистные флотации, с получением флотационного концентрата, который по качеству удовлетворяет требованиям технических условий на флотоконцентраты ТУ-48-16-6-75;

- по предложенной флотационной схеме обогащения выход золотосодержащего концентрата составил 3,72 % с содержанием золота 19,4 г/т и извлечением золота 90,68 %;

- наработан флотационный концентрат для гидрометаллургических исследований.

УДК 669.21/23

ТИОМОЧЕВИННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ГРАВИТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Мошечкова Л.А., Наумов К.Д., Лобанов В.Г.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Цианирование остается наиболее распространенным вариантом переработки золотосодержащих руд [1]. В связи с высокой токсичностью цианидов поиск технологий, альтернативных цианированию, чрезвычайно актуален. Наибольшие перспективы в решении этой проблемы, по мнению специалистов, связаны с использованием тиомочевинных растворов [2]. Традиционно тиомочевинное выщелачивание рассматривают применительно к рудам. Представляет интерес использование данного подхода к переработке гравитационных концентратов по следующим причинам [2]:

- возможность гидрометаллургической переработки концентратов в условиях обогатительной фабрики;

- отсутствие проблем, которые характерны при использовании цианидов (менее токсично);

- высокая кинетика процесса (скорость растворения золота выше примерно в 10 раз).

К недостаткам этого метода можно отнести высокую стоимость реагентов (тиомочевина дороже NaCN на 50 %) и необходимость использования в процессе кислотостойкого технологического оборудования. Поэтому в промышленном масштабе тиомочевинное выщелачивание применяют лишь для переработки богатых концентратов, что оправдывает затраты на реагент.

Объектом исследований в данной работе был относительно бедный гравитационный концентрат с массовой долей золота 150 г/т, выделенный на одном из месторождений северного Казахстана.

Целью исследований являлось изучение влияния состава выщелачивающего раствора на кинетику выщелачивания золота. Известно [2], что для тиомочевинного выщелачивания необходимы три компонента:

- тиомочевина $CS(NH_2)_2$ как комплексообразователь;
- окислитель, в качестве которого чаще всего используют сульфат железа (Fe^{3+});
- серная кислота, как среда, в которой обеспечивается комплексообразование золота.

Навески концентрата, измельченного до крупности минус 0,1 мм, массой 25 г, загружали в бутылочный агитатор; заливали 25 мл раствора (Ж:Т=2:1) заданного состава и перемешивали в течение 24 часов. По окончании опытов золотосодержащий раствор отфильтровывали и определяли в нем содержание золота методом атомной адсорбции. По результатам анализа рассчитывали степень извлечения золота.

Зависимость извлечения от указанных параметров приведена на рисунках 1, 2, 3.

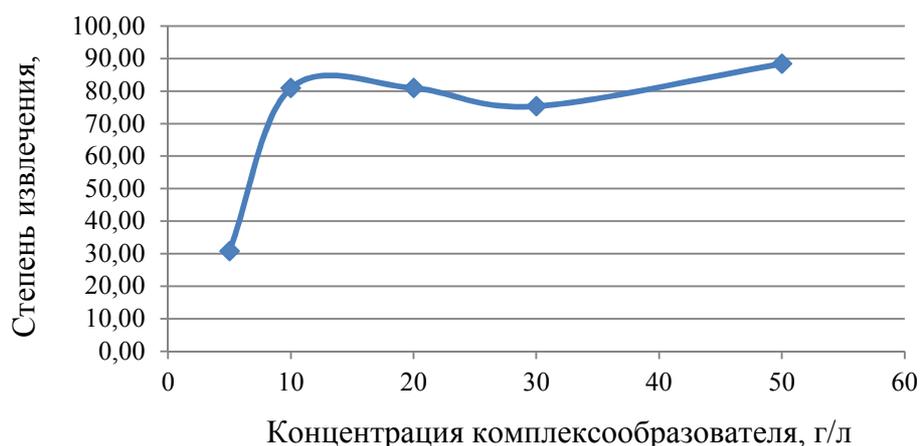


Рисунок 1 – Зависимость извлечения золота от концентрации комплексообразователя (температура 23 °С; рН = 1,5)

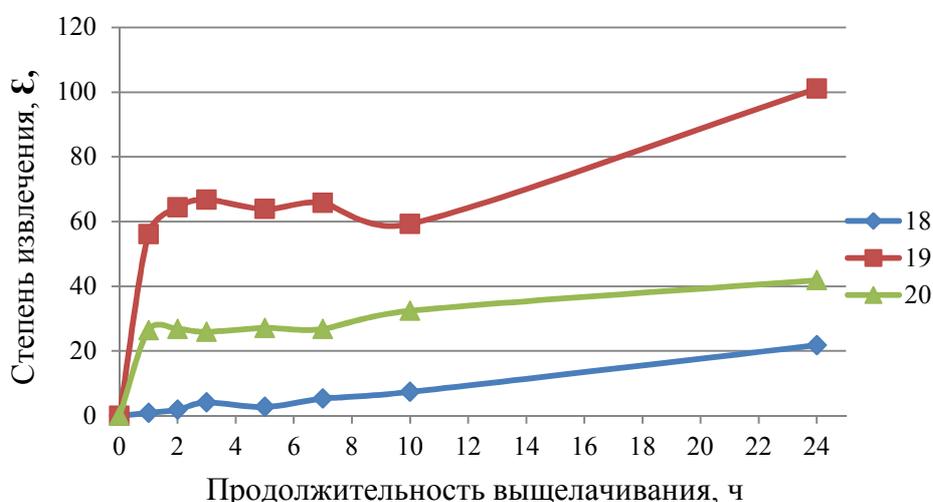


Рисунок 2 – Зависимость степени извлечения от продолжительности выщелачивания (температура 23 °С; рН = 1,5)

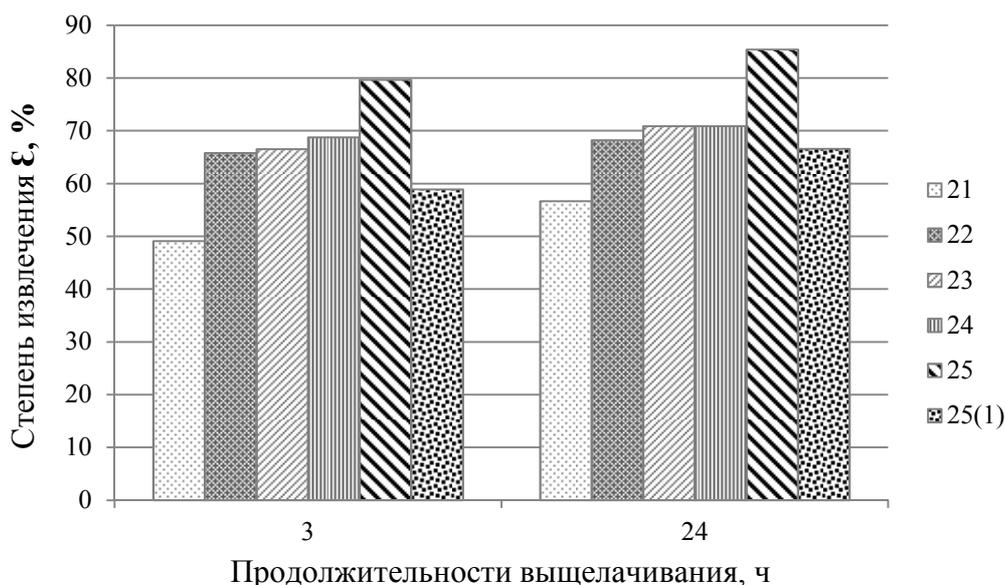


Рисунок 3 – Влияние концентрации окислителя на степень извлечения (температура 23 °С; рН= 1,5)

С учетом полученных парных зависимостей предварительными оптимальными условиями для выщелачивания золота из указанного сырья являются:

- концентрация тиомочевины 20 г/л;
- продолжительность 7-10 часов;
- концентрация окислителя $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 9\text{H}_2\text{O}$ – 7 г/л;

В лучших опытах степень извлечения золота в раствор достигла 78-80 %. На последующем этапе запланировано проведения экспериментов по трехфакторному плану.

Для извлечения золота из продуктивных растворов рассматривается вариант гидролиза с последующей переработкой гидратных осадков и регенерацией тиомочевинного раствора.

Список литературы

1. Чугаев Л.В. *Металлургия благородных металлов.* – М.: *Металлургия*, 1987. – 432 с.
2. Радомская В.И. *Применение тиомочевины для концентрирования золота из вторичного сырья* // *Вестник ДВО РАН.* 2004. – 86 с.
3. Лодейщиков В.В. *Тиокарбамидное выщелачивание золотых и серебряных руд* // *Гидрометаллургия золота.* М.: *Наука*, 1980. – С. 26-35.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ЗОЛОТА ИЗ УГЛИСТЫХ СЛАНЦЕВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕНСКОЕ

Взородов С.А., Галимов Р.Р., Ключников А.М., Мусаев В.В.
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Сланцевые руды Каменского месторождения (Кировско-Крыклинская залежь) – важный резерв запасов золота ПАО «Гайский ГОК» (около 1 млн. тонн руды при содержании золота 1,8-2,2 г/т). Ранее проведены многочисленные работы по изысканию оптимальной технологии переработки руды [1-3]. Переработка руды методом цианидного выщелачивания признана нецелесообразной по причине низкого извлечения золота в раствор (около 6-10 % [3]). Наиболее перспективными считаются технологии, основанные на получении флотационного концентрата. В частности, по результатам работ института «Уралмеханобр» методом коллективной сульфидной флотации получен флотоконцентрат, содержащий до 17-25 г/т золота. Извлечение при этом составило 75,0-78,8 %, соответственно [1]. Институт «Иргиредмет» по флотационной схеме достигнуто содержание в концентрате 25-29 г/т при извлечении 79,3-87,8 % (в зависимости от качества воды) [2]. Однако, проведенные на основе промышленных испытаний технико-экономические расчеты показали, что технология не является рентабельной в условиях ПАО «Гайский ГОК» [1]. Поэтому целесообразно проведение дальнейших работ по совершенствованию процесса цианидного выщелачивания. Данный процесс изучен недостаточно – отсутствуют данные по влиянию времени, рабочей концентрации цианида, тонины помола руды. В данной работе изучались возможности интенсификации процесса цианидного выщелачивания.

В работе использована представительная проба руды, предоставленная ПАО «Гайский ГОК». Химический и вещественный состав пробы представлены в таблицах 1 и 2.

Таблица 1– Химический состав пробы

Элементы, соединения	Массовая доля, %	Элементы, соединения	Массовая доля, %
SiO ₂	59,95	S _{общая}	2,15
Al ₂ O ₃	25,98	As	0,076
TiO ₂	0,942	V	0,02
CaO	0,096	Sn	0,012
K ₂ O	2,83	Cu	< 0,01
Na ₂ O	1,91	C _{общий}	1,9
MgO	0,626	CO ₂ карбонатный	0,18
MnO	0,012	C _{орг}	1,85
P ₂ O ₅	0,048	Au, г/т	1,9
Fe _{общее}	4,21	Sb	< 0,01

Таблица 2 – Минеральный состав пробы

Минералы	Массовая доля, %
Глинисто-слюдистые (каолинит, иллит, серицит, лепидолит)	38
Кварц	35
Клинохлор	9
Полевые шпаты (ортоклаз и плагиоклаз)	7
Сульфиды (пирит, реже другие – арсенопирит, халькопирит, пирротин, сфалерит, галенит)	4
Углистое вещество	2
Окислы и гидроокислы железа	2
Амфиболы	1
Пироксены	1
Карбонаты	<1
Прочие минералы (пиролозит, гранаты, форстерит, фаялит, кианит, титанит, ставролит, и прочие единичные зерна минералов)	1

По минеральному составу проба представляет собой кварц-полевошпатовую глинистую породу. Руда относится к малосульфидному типу (содержание сульфидов – менее 5 %). Содержание золота – 1,9 г/т. Массовая доля вредных примесей-потребителей цианида: мышьяка – 0,076 %, меди и сурьмы – менее 0,01 %, углерода общего – 1,9 %, который в основном представлен рудным углистым веществом (РУВ). Принято, что углистое вещество активно взаимодействует с рабочими растворами, являясь активным потребителем цианида, а также сорбирует цианистые комплексы золота [1-3]. Очевидно, что при условии нейтрализации вредного влияния РУВ выщелачивание может протекать с достижением сравнительно высокого извлечения.

Исследования по выщелачиванию проводили в лабораторном агитаторе с мешалкой. Изучали влияние тонины помола в диапазоне от минус 2 мм (соответствует 17 % класса минус 0,071 мм) до 95 % класса минус 0,071 мм, при продолжительности выщелачивания 0,5-24 ч. Начальную концентрацию NaCN задавали на уровне 2 г/л. Соотношение Ж:Т (м³/т) в опытах принято 1,5:1. Выщелачивание вели при рН 10-10,5. Значение рН поддерживали введением концентрированного раствора NaOH. В процессе выщелачивания анализировали изменение концентрации золота и цианида натрия в растворе. Определение золота проводили атомно-абсорбционным методом, цианида натрия (свободного) – титрованием нитратом серебра в присутствии иодида калия [4]. Результаты приведены на рисунках 1 и 2.

Из данных рисунков 1 и 2 следует, что извлечение золота коррелирует с величиной избыточной концентрацией цианида натрия в растворе. В процессе выщелачивания концентрация цианида натрия асимптотически убывает, стремясь к 0,05-0,07 г/л. Удельный расход NaCN (определяемый по убыли свободного цианида в растворе) достигает во всех опытах 2,9 кг/т. Удельный расход NaOH составляет около 3,8 кг/т (определен по количеству щелочи, введенной в систему для поддержания рН 10,0-10,5).

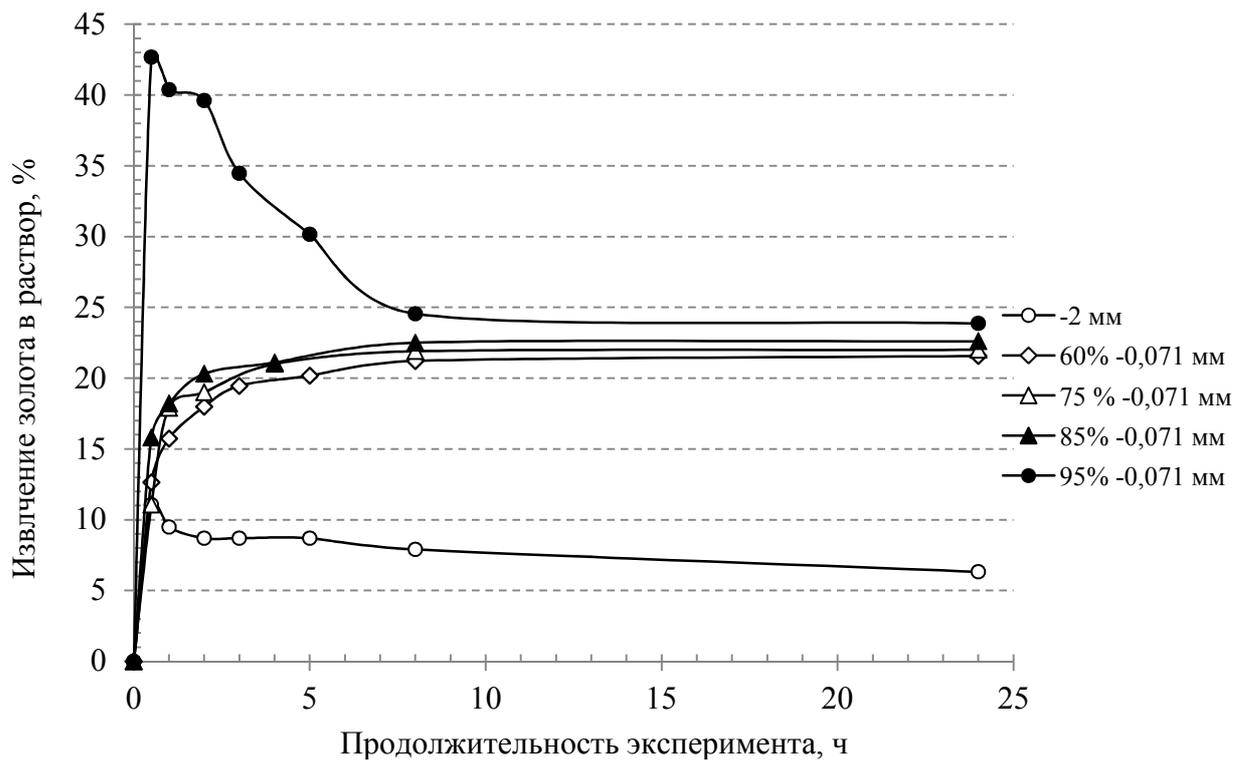


Рисунок 1 – Кинетика извлечение золота в зависимости от тонины помола

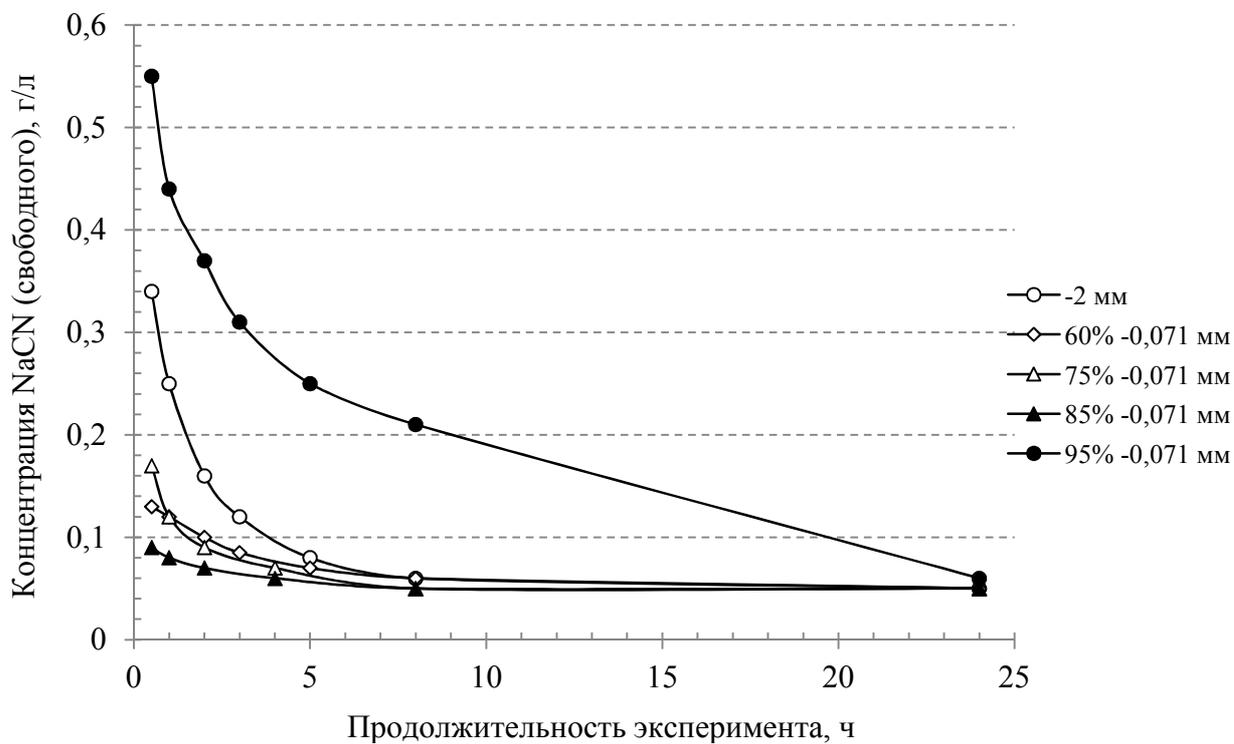


Рисунок 2 – Изменение концентрации NaCN во времени (начальная концентрация 2 г/л) при выщелачивании руды с разной тонинной помолы

Содержание металлов-потребителей цианида в руде крайне незначительно, что не соответствует его большой убыли. Как следует из химиче-

ского состава руды, падение концентрации цианида можно объяснить тем, что происходит сорбция его на РУВ. Максимальное извлечение (45 %) достигнуто за небольшое время (0,5 ч) и соответствует максимуму концентрации цианида в растворе. Это свидетельствует о том, что цианируемое золото представлено частицами небольших размеров, обладающими высокой реакционной способностью. Для выщелачивания не требуется большого времени, оптимальной является продолжительность 0,5-1,0 ч. Максимальное извлечение достигнуто при наиболее тонком помоле – 95 % класса минус 0,071 мм.

Однако, с учетом практики и возможностей измельчения на оборудовании ПАО «Гайский ГОК» целесообразно ограничение тонины помола величиной около 80 % класса минус 0,071 мм. Для эффективного выщелачивания, а также для удержания золота в растворе, необходимо поддерживать рабочую концентрацию цианида на максимальном уровне.

Для проверки влияния повышенных рабочих концентраций цианида на извлечение проведены тестовые исследования по трехстадиальному выщелачиванию. Выщелачивание проводили при Ж:Т=1,5 раствором NaCN 2 г/л в три стадии, с промежуточной фильтрацией. Продолжительность выщелачивания на каждой стадии – 0,5 ч. Фильтрацию проводили на вакуум фильтре с использованием фильтроплатна «Бельтинг». Влажность кек составляла 29,8 %. По окончании цианирования кек был промыт водой от цианидов. Промывные воды и отмытый кек анализировали на золото. По результатам рассчитывали извлечение золота (содержание золота в исходной руде принято 1,9 г/т). Результаты цианирования представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты эксперимента по трехстадиальному выщелачиванию сланцев (продолжительность выщелачивания на каждой стадии – 0,5 ч)

№ стадии	Выход фильтрата, м ³ /т	Концентрация золота в фильтрате, мг/л	Концентрация NaCN в фильтрате, г/л	Извлечение золота в фильтрат (нарастающим итогом), %	Удельный расход NaCN (нарастающим итогом), кг/т
<i>Тонина помола 75 %-0,071 мм</i>					
1	1,075	0,14	0,17	7,92	2,82
2	1,55	0,34	1,40	35,66	2,98
3	1,50	0,24	1,55	54,61	3,12
Итого, с дополнительной промывкой водой				59,97	2,99
<i>Тонина помола 85 %-0,071 мм</i>					
1	1,075	0,20	0,17	11,32	2,82
2	1,525	0,36	1,30	40,21	3,02
3	1,50	0,23	1,48	58,37	3,18
Итого, с дополнительной промывкой водой				63,51	3,05

Как следует из таблицы 3, повышенного извлечения при цианировании (50-60 %) можно добиться поддержанием избыточной концентрации цианида натрия в растворе – 1,4-1,5 г/л. Требуемая продолжительность выщелачивания составляет не более 1,5 ч. При этом повышение избыточ-

ной концентрации цианида не сопровождается значительным приростом его удельного расхода. Так, расход цианида составляет около 3,0 кг/т, что определяет предельную сорбционную емкость углистого вещества по NaCN для данных условий. Полученные цианистые растворы могут быть переработаны на действующем производстве ПАО «Гайский ГОК» совместно с растворами кучного выщелачивания. Таким образом, схема прямого цианирования может составить конкуренцию схемам, основанным на получении флотоконцентрата.

Выводы

Установлено, что содержание цианируемого золота в руде составляет около 60 %. При этом для достижения полноты извлечения необходимо вести процесс цианирования с дополнительной подачей NaCN во времени с целью поддержания избыточной концентрации не менее 1,4-1,5 г/л.

Список литературы

1. Выполнение НИР по совершенствованию эффективной технологии переработки золотосодержащих руд с повышенным содержанием углистых сланцев. Договор 1490/15 . ОАО «Уралмеханобр», отчет. Екатеринбург. 2015 г. – 142 с.
2. Разработка технологии флотационного обогащения углисто-глинистых золотосодержащих сланцев месторождения «Каменское» Кировско-Крыклинской рудоносной зоны в условиях обогатительной фабрики Сибайского филиала ОАО «УГОК». ОАО «Иргиредмет», отчет. Иркутск. 2013 г. – 149 с.
3. Изучение технологических свойств пробы руды месторождения «Южно-Кировское» и разработка технологического регламента для переработки сырья методом кучного выщелачивания». ООО НИИПИ «ТОМС», отчет . Том 1. Иркутск. 2013 г. – 72 с.
4. Зеленов. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. 3-е изд. – М.: Недра, 1989 г. – 302 с.

ИЗУЧЕНИЕ КИНЕТИКИ РАСТВОРЕНИЯ ФЕРРИТОВ МЕДИ И ЦИНКА МЕТОДОМ ВРАЩАЮЩЕГОСЯ ДИСКА

Реутов Д.С., Халезов Б.Д., Овчинникова Л.А., Гаврилов А.С.
ФГБУН Институт металлургии УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Флотационная переработка отвальных медеплавильных шлаков способствует накоплению тонкодисперсных материалов – хвостов флотации. В хвостах содержится около 0,5 мас. % меди и 4 мас. % цинка, которые входят в виде изоморфной примеси в основные и второстепенные минеральные соединения, а также образуют собственные минеральные фазы, в том числе ферриты.

В последние десятилетия ведутся исследования по переработке медь- и цинксодержащих шлаков гидрометаллургическими способами: селективное извлечение кобальта, цинка и меди из шлака при атмосферном давлении [1], щелочное выщелачивание [2], сернокислотное выщелачивание остатков цинковых производств [3]. Ранее исследована кинетика растворения минералов меди и цинка в растворах серной кислоты, в том числе в присутствии ионов Fe(III) и The Ferrooxidans методом вращающегося диска [4]. Этим методом также изучена кинетика растворения феррита меди [5]. Проведена работа по обычному агитационному сернокислотному выщелачиванию цинковых кеков, в которых цинк присутствует преимущественно в виде феррита и сульфида [6]. Однако, в известных исследованиях отсутствуют данные о влиянии массообмена на показатели выщелачивания цинка. Определена только интенсивность извлечения цинка в процентах, а не скорость, которая выражается в единицах г-моль/см²·с. Отсюда следует, что утверждение авторов о кинетическом режиме процесса растворения следует считать некорректными, т.к. не установлены зависимости от интенсивности массообмена между твердым и жидким, не определена энергия активации. Именно по значению этих показателей определяется режим процесса, и далее выбирают маршрут разработки технологии.

При разработке схемы гидрометаллургической переработки хвостов флотации [7, 8] для исследования процесса выщелачивания минеральных медь- и цинксодержащих фаз нами проведено экспериментальное исследование скорости растворения ферритов меди и цинка методом вращающегося диска [9-13].

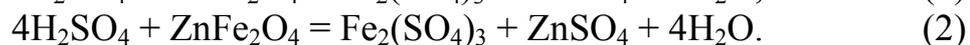
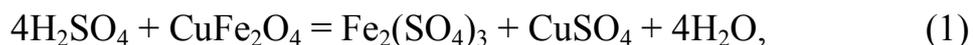
Методика эксперимента

Ферриты меди и цинка синтезировали по керамической технологии, которая состоит в совместном тщательном измельчении стехиометрического количества оксидов меди, цинка и железа с последующим спеканием в муфельной печи при $T=1000\div 1100^{\circ}\text{C}$ и выдержкой не менее 12 часов. Монофазность полученных CuFe_2O_4 и ZnFe_2O_4 подтверждена рентгенофазовыми исследованиями.

Из синтезированных ферритов были спрессованы таблетки на гидравлическом прессе под нагрузкой 40 МПа с выдержкой 10 минут. Таблетки размером 20 мм клеивали в обойму из фторопласта с помощью эпоксидного клея.

Кинетику растворения ферритов исследовали в водном растворе серной кислоты при различных её концентрациях (7, 15, 40 г/дм³), температуре (25, 45, 65 °С) и скорости вращения диска (5.6, 7.9, 9.7 рад·с⁻¹). Опыты проводились в течение 5 часов с отбором проб через каждый час. Использовали лабораторную установку, которая состоит из водяной бани, перемешивающего устройства с контролем скорости вращения вала с диском, термометра и рН-метра. Реакционный сосуд с водным раствором серной кислоты помещали в водяную баню, температуру в которой автоматически поддерживали с точностью +/-0.2 °С. По достижении заданной температуры исследуемый образец феррита помещали в реакционный сосуд, из которого по ходу процесса растворения отбирали пробы, и анализировали в них содержание элементов. По результатам анализа рассчитывали скорость растворения меди и цинка.

Химизм процесса:



Экспериментальные результаты и их обсуждение

Были построены зависимости скорости растворения ферритов меди и цинка от скорости вращения диска и различной концентрации серной кислоты. По уравнению Аррениуса $V = a e^{-E/RT}$ [4] рассчитана величина экспериментальной (кажущейся) энергии активации процесса растворения ферритов в водном растворе серной кислоты (таблица 1).

Таблица 1 – Среднее значение экспериментальной энергии активации –E при различной концентрации серной кислоты и скорости перемешивания (кДж/моль)

$C_{\text{H}_2\text{SO}_4}$, Г/ДМ ³	$E_{\text{CuFe}_2\text{O}_4}$, КДЖ/МОЛЬ	$E_{\text{ZnFe}_2\text{O}_4}$, КДЖ/МОЛЬ
7 Г/ДМ ³	52,87	23,41
15 Г/ДМ ³	57,49	—
40 Г/ДМ ³	56,68	25,47

С повышением концентрации серной кислоты и температуры, скорость растворения феррита меди увеличивается, скорость перемешивания не влияет на степень извлечения металлов в раствор. Энергия активации более 50 кДж/моль. Из этого следует, что реакция растворения феррита меди протекает в кинетическом режиме. Скорость растворения феррита цинка с повышением концентрации серной кислоты, температуры и скорости вращения образца увеличивается. Энергия активации определена равной менее 30 кДж/моль. Из этого следует, что реакция растворения фер-

рита цинка протекает в диффузионном режиме. Исходя из коэффициентов диффузии H_2SO_4 и $ZnSO_4$ 1,12-1,90 $см^2/сут$ и 0,3-0,5 $см^2/сут$ соответственно, можно сделать предположение, что диффузионный процесс контролируется скоростью отвода продуктов реакции, то есть сульфата цинка. Также известно, что при увеличении концентрации цинка и железа в растворе скорость растворения феррита цинка снижается [14].

Расчет экспериментальной константы скорости растворения феррита меди осуществлен по формуле (3) и растворения феррита цинка – по формуле (4):

$$K_{\text{Э}} = V/C_{H_2SO_4}, \quad (3)$$

$$K_{\text{Э}} = V/(C_{H_2SO_4} \cdot n^{0,5}), \quad (4)$$

где $K_{\text{Э}}$ – константа скорости; V – скорость растворения феррита меди, моль· $см^{-2}$ · $с^{-1}$; $C_{H_2SO_4}$ – концентрация растворителя, моль/ $дм^3$, $n^{0,5}$ – скорость вращения диска, рад· $с^{-1}$.

Результаты расчета представлены в таблице 2 [14, 15].

Таблица 2 – Расчет экспериментальной константы скорости

$C_{H_2SO_4}$, г/ $дм^3$	T , °C	$K_{\text{Э CuFe}_2\text{O}_4} \cdot 10^9$, $дм^3 \cdot см^{-2} \cdot с^{-1}$	$K_{\text{Э ZnFe}_2\text{O}_4} \cdot 10^6$, $дм^3 \cdot см^{-2} \cdot рад^{-0,5} \cdot с^{-0,5}$
7	25	0,30	2,51
	45	1,16	4,89
	65	3,50	5,07
15	25	0,19	1,37
	45	0,81	2,96
	65	2,67	2,59
40	25	0,19	0,72
	45	0,99	1,81
	65	2,84	2,14

Полученные данные о необходимости использования повышенной температуры, концентрации серной кислоты и интенсивности массообмена учтены при последующей разработке технологической схемы переработки хвостов флотации гидрометаллургическим способом.

Список литературы

1. Yang Z. Selective leaching of base metals from copper smelter slag/, M. Rui-lin, N. Wang-dong, W. Hui // Hydrometallurgy. 2010. V.103. P.25–29.
2. C. Zhang; L. Zhuang; J. Wang; J. Bai; W. Yuan. Extraction of zinc from zinc ferrites by alkaline leaching: enhancing recovery by mechanochemical reduction with metallic iron// J. S. Afr. Inst. Min. Metall., Vol.116, №.12, Johannesburg, 2016. P. 1111-1114.
3. Leaching and selective zinc recovery from acidic leachates of zinc metallurgical leach residues/ Manivannan Sethurajan [Et al.] // Journal of Hazardous Materials, Vol. 324, 2017, P.71-82. doi:http://dx.doi.org/10.1016/j.jhazmat.2016.01.028.

4. Халезов Б.Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд. – Екатеринбург: РИО УрО РАН, 2013. – 332 с.
5. Изучение кинетики растворения феррита меди/ Д.С. Реутов [и др.] //XX Менделеевский съезд по общей и прикладной химии. В 5т. Т.3: тез. докл. – Екатеринбург: Уральское отделение Российской академии наук, 2016 г. С.200.
6. Тимофеева, А.С. Изучение кинетики выщелачивания цинковых кеков / А. С. Тимофеева, Т. Ю. Болтус // Молодёжь и наука: Сборник материалов VI Всероссийской научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых учёных [Электронный ресурс]. — Красноярск: Сибирский федеральный ун-т, 2011.
7. Котельникова А.Л., Рябинин И.Ф., Кориневская Г.Г., Халезов Б.Д., Реутов Д.С., Муфтахов В.А. К вопросу рационального использования отходов переработки медеплавильных шлаков.// Недропользование XXI век. 2014. №6. С.14-19.
8. Реутов Д.С., Халезов Б.Д. Поиск оптимальных условий сернокислотного выщелачивания для извлечения меди и цинка из хвостов флотации медеплавильных шлаков.// Бутлеровские сообщения. 2015. Т.44. №12. С.199-202.
9. Левич В.Г. Физико-химическая гидродинамика. М.: Физматгиз. 1959. 699 с.
10. Каковский И.А., Поташников Ю.М. Кинетика процессов растворения. М.: Металлургия. 1975. 224 с.
11. Плесков Ю.В., Филиновский В.Ю. Вращающийся дисковый электрод. М.: Наука. 1972. 344 с.
12. Халезов Б.Д. Кинетика растворения минералов меди и цинка. // Горный информационно-аналитический бюллетень. М.:МГГУ, №2, 1999, С.63-72.
13. Халезов Б.Д., Ватолин Н.А., Крашенинин А.Г., Овчинникова Л.А. Кинетика растворения ванадия из пированадата марганца в растворах кальцинированной соды // Бутлеровские сообщения. 2016, Т.45, №2, С. 36-40. ROi: jbc-01/16-45-2-36.
14. Каковский И.А., Набойченко С.С. Термодинамика и кинетика гидрометаллургических процессов. Алма-Ата: Наука, 1986. 272 с.
15. Набойченко С.С., Лобанов В.Г. Практикум по гидрометаллургии. Учеб. пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.

ИЗ ЧЕГО СКЛАДЫВАЮТСЯ ПРЕИМУЩЕСТВА РОССИЙСКИХ КОНЦЕНТРАТОРОВ «ИТОМАК»

Афанасенко С.И.

ЗАО «ИТОМАК», г. Новосибирск, Россия

Центробежные концентраторы «ИТОМАК» выпускаются с 1994 года. Сегодня концентраторы «ИТОМАК» можно встретить в 45 странах мира (каждый 4 аппарат идет на экспорт). Концентраторы изготавливаются на производственных площадках предприятий и заводов высокого технологического уровня авиационной и космической отрасли. Предприятие имеет конструкторское бюро, технологический отдел, собственную исследовательскую лабораторию с современным уникальным оборудованием. Концентраторы используют:

- для извлечения свободного золота из циркулирующих продуктов ОФ;
- как первичный прибор для обогащения россыпей с мелким и пылевидным золотом;
- для перерешетки концентратов больших концентраторов, шлюзов и отсадочных машин, хвостов концентрационных столов.

В концентраторах «ИТОМАК» для разрыхления обогащаемого материала прижатого к стенке центробежным полем используется флюидизационная вода. Отличие концентраторов «ИТОМАК» от других аппаратов подобного типа, является горизонтальное или наклонное расположение ротора центрифуги (патент на изобретение № 2196004). Это дает существенное преимущество, так как помимо разрыхления водой при таком положении оси происходят дополнительные колебания материала, которые улучшают сегрегацию частиц по плотности.



Рисунок 1 – Центробежные концентраторы «ИТОМАК»

Модельный ряд включает более 11 типоразмеров, производительностью от 100 кг/ч до 300 т/ч по твердому (таблица 1). По рабочим характе-

ристикам концентраторы «ИТОМАК» не отличаются от западных конкурентов, а по цене и стоимости обслуживания намного доступнее своих конкурентов.

Таблица 1 – Технические характеристики центробежных концентраторов «ИТОМАК»

Тип концентратора	Производительность		Масса, кг	Максимальная крупность подаваемого материала, мм	
	по твердому, т/ч	по пульпе, м ³ /ч			
				для руды	для песков
ИТОМАК КН-0,1	0,1	0,5	40	0,5	2,0
ИТОМАК КГ-0,3	0,3	1,5	65	0,5	2,0
ИТОМАК КН-1,0	1,0	6,0	96	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-2,0	2,0	6,0	150	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-5,0	5,0	9,0	400	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-10,0	10,0	20,0	700	1,0	3,0
ИТОМАК КГМ-20,0	20,0	45,0	800	1,0	3,0
ИТОМАК КГМ-30,0	30,0	60,0	900	1,0	3,0
ИТОМАК КГ-40,0	40,0	80,0	1600	1,0	3,0
ИТОМАК КВ-170,0	40,0	100,0	3500	1,0	3,0

Концентраторы «ИТОМАК» выпускаются двух типов: с ручным или автоматическим управлением. Преимущества выпускаемых аппаратов:

- Полностью исключены ручные манипуляции. Разгрузка концентратов даже в моделях с ручным управлением механизирована и полностью исключает доступ операторов к концентрату.

- Автоматическое управление процессами обогащения и разгрузки с применением частотных преобразователей, позволяющих регулировать фактор разделения $F_r = w^2 R$ (интенсивность центробежного поля) от 10 до 400g. Это делается уже с 2006 года.

- Динамическая балансировка роторов применяется более 10 лет.

- Автоматическая система управления сделана на качественных электронных компонентах таких производителей как Mitsubishi, Siemens, Omron (рисунок 2).

- В производстве концентраторов применяются современные устройства и материалы, ротационные уплотнения, полиуретан, капролон, биметаллы, лазерная и гидроабразивная резка.

Надежность аппаратов ИТОМАК можно видеть на следующих примерах:

1. На обогатительных фабриках концентраторы работают на узко классифицированных и мелких продуктах. Так в ЮАР в г. Велком и г. Крюгерсдорп на шахтах Мегамор и МОГАЛИ ГОЛД работают четыре концентратора ИТОМАК-КГ-20. Два из них с января 2001 года работают

по сегодняшний день. А два других с ноября 2002 года. С 2003 года в ЮАР налажено изготовление концентраторов ИТОМАК-КГ-40ДК.



Рисунок 2 – Экран монитора САУ

2. В РФ на Зареченской обогатительной фабрике, Алтайский край, «Уралэлектромедь» с июля 2007 года эксплуатируются два концентратора производительностью по 30 т/час с автоматическим контролем. Для извлечения золота перед селективной флотацией на полиметаллической фабрике.

3. На Коммунарском руднике в Хакасии концентраторы «ИТОМАК» начали использоваться с 1997 года. В 2008 и 2011 годах последовательно были заказаны две пары концентраторов-автоматов для доводочного отделения ИТОМАК-КГ-5А. Аппараты работают по сегодняшний день в круглосуточном режиме.

4. В октябре 2017 г. специалистами ЗАО «ИТОМАК» введен в эксплуатацию очередной центробежный концентратор КГ-40 с системой автоматического управления на ЗИФ рудника «Весёлый» в Республике Горный Алтай. Питанием концентратора является слив спирального классификатора крупностью 80 % класса минус 0,25 мм. Еще до оптимизации режима работы концентратора за одну стадию достигнут уровень извлечения золота в гравитационный концентрат в первой стадии обогащения 70 %, что полностью подтверждает результаты проведенного ранее тестирования. В настоящее время концентратор «ИТОМАК-КГ-40А» показал устойчивую работу и эксплуатируется в режиме круглосуточной работы.

Подобные концентраторы-автоматы сегодня работают более чем на 20 предприятиях.

Новинкой являются мультироторные комплексы «ИТОМАК» (рисунок 3), созданные на базе нескольких концентраторов с комплексом автоматического управления, что исключает необходимость периодического перекрытия питания на время разгрузки концентраторов, обеспечивая тем самым непрерывность работы технологической линии. Объединённые в один большой комплекс такой системой концентраторы обеспечивают большую производительность и надежность работы.



Рисунок 3 – Мультироторный комплекс ИТОМАК-МК-120

Преимущества мультироторных комплексов заключаются в простоте конструкции, возможности создания комплексов переменной производительности.

Мало в мире найдется компаний, где осуществляется как разработка аппаратов (проектирование), так и их изготовление, где есть опытные технологи с богатым опытом работы по настройке центробежных концентраторов, собственная лаборатория, в которой можно предварительно отработать режимы обогащения и дать рекомендации по выбору оптимальной технологической цепочки. Это решает многие проблемы, возникающие при запуске центробежных концентраторов, которые зачастую обусловлены отсутствием или недостаточной квалификацией технологов заказчиков.

Наша компания осуществляет технологические консультации, шеф-монтаж, настройку концентраторов под конкретное сырье на местах, при этом технологи выбирают оптимальный фактор разделения, степень сокращения, особенности автоматического контроля и форму конуса, с учетом характеристик сырья.

Количество выездов и человеко-дней в командировках по запуску концентраторов и обогатительных комплексов наглядно показывают необ-

ходимость тесной связи с заказчиком. Например, в период 2011-2016 гг. специалисты ЗАО «ИТОМАК» совершили 95 выездов в более 20 стран мира, что составило 1732 человеко-дня.

УДК 622.7

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОГО КОНЦЕНТРАТОРА «ИТОМАК» ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РТУТИ ИЗ ГРУНТОВ И ТВЁРДЫХ ОТХОДОВ

**Афанасенко С.И.¹, Лазариди А.Н.¹, Прохорцев В.В.¹, Парубов А.Г.¹, Минин В.А.²,
Левченко Л.М.³, Галицкий А.А.³, Сагидуллин А.К.³, Бабушкин А.В.⁴**

¹ЗАО «ИТОМАК», ²ФГБУН Институт геологии и минералогии им. В.С. Соболева,

³ФГБУН Институт неорганической химии им. А.В. Николаева СО РАН,

⁴ОАО «Новосибирский завод химконцентратов», г. Новосибирск, Россия

Накопленные к настоящему времени ртутьсодержащие отходы в подавляющем большинстве случаев сконцентрированы вокруг городских агломераций, что накладывает серьезные ограничения и в первую очередь экологические на технологические схемы их переработки и обеззараживания. Пирометаллургические и химические технологии демеркуризации по капитальным и эксплуатационным затратам в создавшихся условиях априори уступают место схемам «механического» извлечения ртути.

Сущность «механического» метода извлечения ртути заключается в осаждении её из водной пульпы предварительно дезинтегрированного загрязненного материала (грунт, строительные отходы, производственные шламы), за счёт большой разницы в плотностях материала и ртути. Такой способ демеркуризации, получивший название «отбивка», позволяет извлекать только часть металлической ртути в виде достаточно крупных капель. Оставшаяся ртуть в виде мелких капель остается в пульпе. Процесс сепарации по такой схеме сильно растянут во времени. Для преодоления отмеченных недостатков на основе центробежного концентратора «ИТОМАК» был сконструирован концентратор «ИТОМАК-Р».

У модифицированного концентратора (рисунок 1) внутренняя поверхность барабана (12) изготовлена в виде двух прямых усечённых конусов с общим основанием (стандартное исполнение – цилиндрическая поверхность), которая образует канал треугольного сечения. По окружности основания «конусов» просверлены отверстия (13) для вывода ртути из барабана. Такая конструкция барабана обеспечивает сбор ртути в «канале» водяной рубашки конуса и вывода её за его пределы. Для сбора ртути в кожухе концентратора предусмотрен приёмный карман и трубка слива ртути из него (14).

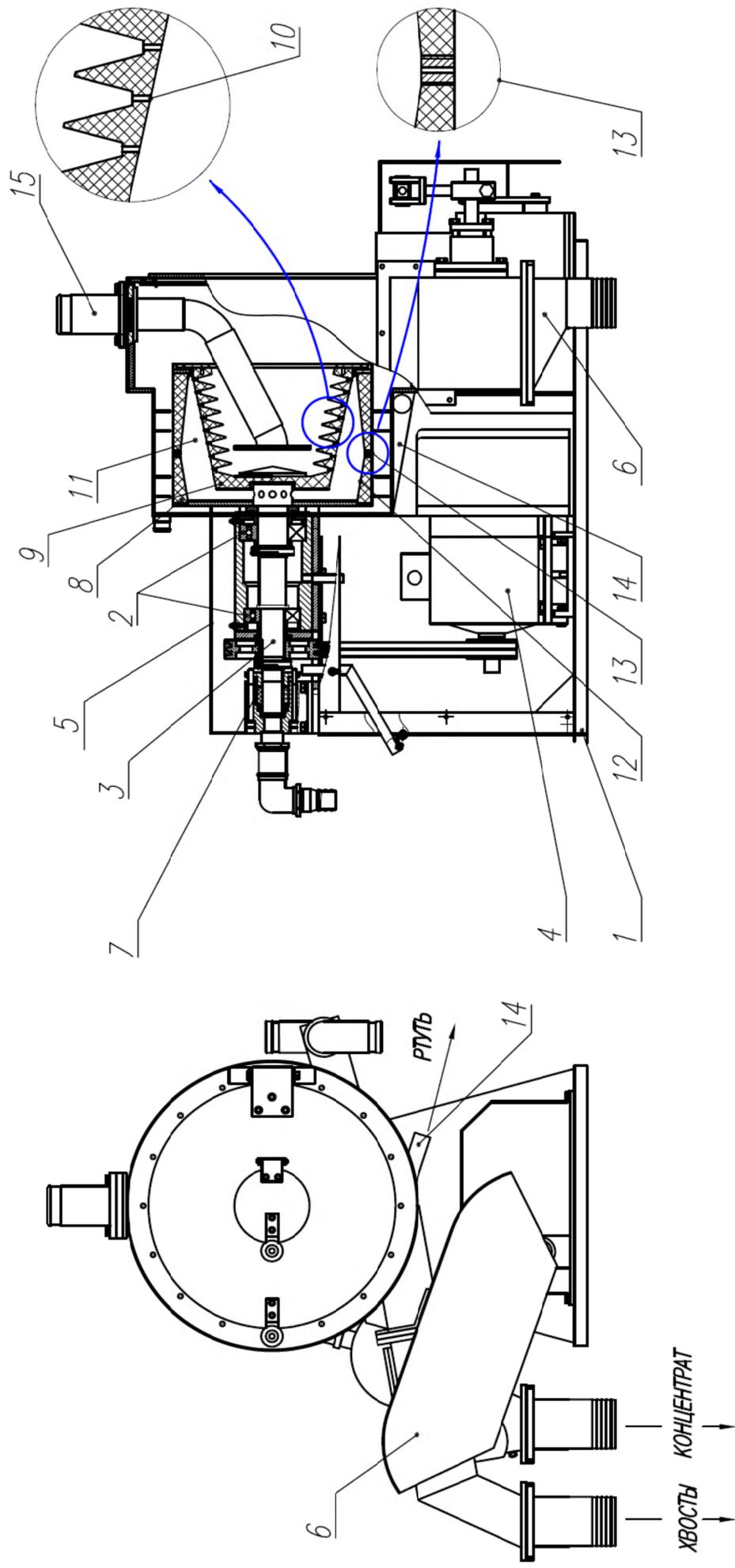


Рисунок 1 – Модифицированный центробежный концентратор «ИТОМАК-Р»:

1 – несущая рама, 2 – подшипниковый узел, 3 – пустотелый вал ротора, 4 – электропривод, 5 – кожух, 6 – узел слива, 7 – роторный узел подачи воды с торцевым уплотнением, 8 – барабан, 9 – рабочий конус, 10 – флюидизационные отверстия, 11 – водяная рубашка концентратора конуса, 12 – внутренняя поверхность барабана, 13 – отверстия для вывода ртути из барабана, 14 – приёмный карман и трубка слива ртути из него, 15 – узел подачи питания

Управление частотой вращения ротора производится с помощью частотного преобразователя. Максимальный фактор разделения составляет 65g.

В режиме обогащения материал в виде пульпы вводится через центральную трубу (15) узла питания концентратора в нижнюю часть вращающегося конуса и распределяется по его основанию. В конусе он разгоняется до угловой скорости, близкой к скорости его вращения. Одновременно с этим производится подача под давлением разрыхляющей воды в конус. В результате частицы материала с большим удельным весом («тяжёлая» фракция) постепенно замещают частицы с меньшим удельным весом на дне конуса. «Лёгкие» частицы выносятся потоком пульпы из конуса в узел слива концентратора. Ртуть за счёт своих физических свойств под действием центробежной силы стекает через флюидизационные отверстия и попадает в полость водяной рубашки конуса, где собирается в «нижней точке» барабана ротора и через отверстия в нём выбрасывается в приёмный карман концентратора, откуда стекает по трубопроводу. Накапливаемый концентрат периодически разгружается. При этой операции прекращается подача питания на концентратор, уменьшаются обороты вращения ротора, подаётся вода в конус для промывки конуса от материала. Узел разгрузки переключается в «состояние» разгрузки концентрата. После разгрузки концентратор переключается в режим обогащения.

Лабораторные эксперименты показали, что конструкция центробежного концентратора обеспечивает высокую эффективность извлечения свободной металлической ртути из загрязнённых материалов. На модельных смесях (кварцевый песок + ртуть) извлечение ртути составило 99 %, на грунтах – не менее 30 %, на строительных отходах не менее – 85 % [1]. Наблюдаемая разница в показателях извлечения на модельных смесях и реальных материалах, как показали исследования, обусловлена тем, что ртуть в хвостах концентратора находится в связанном виде. Металлическая форма ртути связана материалом твёрдой фазы за счёт сорбции, остальная часть ртути представляет собой химические соединения ртути.

Для минимизации воздействия этих форм ртути на окружающую среду хвосты обогащения были иммобилизованы химическим методом, т.е. переведены в труднорастворимые соединения [2]. Использование в качестве демеркуризатора раствора полисульфида кальция позволило на стадии лабораторного эксперимента снизить класс опасности грунтов и строительных отходов до четвертого.

В 2014 году на основе перечисленных разработок была создана опытно-промышленная установка для извлечения металлической ртути из твердых отходов и иммобилизации остаточной ртути в хвостах обогащения.

На установке была переработана партия заражённых строительных отходов и грунтов. Строительные отходы представляли собой обломки

различной крупности, образовавшиеся при разборке бетонных и кирпичных конструкций производственных помещений, а также их оштукатуренных поверхностей. Сильнозагрязнённые ртутью грунты были представлены разным по крупности материалом, в котором ртуть находится в капельном виде. Крупнообломочная фракция состояла из щебня и обломков строительных отходов, содержание ртути в ней незначительно превышает ПДК. Мелкозернистая фракция представлена почвенно-глинисто-песчаным материалом, в котором аккумулируется основное количество ртути.

По результатам анализа содержание ртути в строительных отходах составило $0,04 \pm 0,02$ мас. %, в грунтах превышает ПДК в 30000 раз, составляя $7,0 \pm 1,0$ мас. %.

После гравитационной сепарации и обезвоживания хвостов обогащения содержание ртути снизилось в строительных отходах до 0,009 %, в грунтах до – 0,14 %. Степень извлечения металлической ртути составила 80 % для строительных отходов и 98 % для грунтов. После иммобилизации остаточной ртути в хвостах сепарации грунтов и строительных отходах, были проведены анализы на содержание свободной ртути и их биотестирование. По результатам этих работ хвосты отнесены к четвёртому классу опасности (малоопасные).

Отбор проб, анализ и определение класса опасности токсичных отходов производился в соответствии с действующими правилами [3] согласно: ГОСТ Р 51768, ПНД. Ф 14.1:2. 20, М 03-06-2000.

Полученные результаты, позволяют утверждать, что предложенная технология демеркуризации является высокоэффективной и экологически безопасной и открывает широкие внедренческие перспективы.

Список литературы

1. Владимиров А.Г., Бабушкин А.В., Белозеров И.М., Островский Ю.В., Владимиров В.Г., Подлипский М.Ю., Минин В.А. Экогеохимия ртути и способы демеркуризации твёрдых ртутьсодержащих отходов в условиях Южной Сибири (на примере промплощадки ОАО «Новосибирский завод Химконцентратов») // Химия в интересах устойчивого развития, 2012. Т.20, № 5. С. 531-542.

2. Левченко Л.М., Косенко В.В., Галицкий А.А., Сагидуллин А.К., Шуваева О.В. Процессы демеркуризации твердых отходов / Журнал Химия в интересах устойчивого развития. Т.20. № 1. 2012. С. 125-132.

3. СП 2.1.7.1386-03 «Определение класса опасности токсичных отходов производства и потребления».

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ ЭЛЕКТРОННОГО ЛОМА

Глазков С.А., Лобанов В.Г., Деревянкин А.А.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Повышение эффективности переработки вторичного сырья, в частности обеспечение высокого извлечения благородных металлов и комплексность выбранной технологии, является важной задачей в современных условиях. Наиболее объемным видом вторичного сырья являются электронные платы, накапливающиеся при первичной разборке и сортировке электронного лома, приборов, оборудования. Пирометаллургическая переработка такого сырья в связи с ужесточением экологических требований становится невозможной [1]. В этой связи все большее распространение получает технология, включающая измельчение этих плат, обогащение методами магнитной, воздушной и электрической сепарацией с выделением металлической части, в которой концентрируются благородные металлы. Подробно технологическая схема переработки электронного лома представлена на рисунке 1. Важнейшим недостатком такого подхода является наличие золота и серебра в органических отходах такой переработки.

По данным одного из малых предприятий, занимающихся переработкой плат компьютерной техники, органическая фаза плат содержит: 101 г/т Au; 75 г/т Ag; 4,2 г/т Pd; 9,23 кг/т Cu.

Такое содержание металлов в сырье является высоким, поэтому их извлечение может представлять экономический интерес [2]. «Неметаллы» в технологической схеме являются отходами, органическая часть которых состоит из стеклоткани и эпоксидной смолы, если не подвергать дополнительной переработке, то эти материалы выбрасываются в отвалы или их можно использовать в строительстве как основу для строительных материалов.

Потери золота с данным продуктом достигают 10-15 % от общего количества в исходном сырье. Работа посвящена дополнительной переработке таких материалов для извлечения золота с использованием растворов тиомочевина – $CS(NH_2)_2$.

Объект исследования представляет собой массу из мелкодисперсной пыли с отдельными волокнами стеклоткани (рисунок 2).

Оборудованием для опытов послужили пластиковые бутылки, в которые загружалось сырье и раствор тиомочевина, и бутылочный agitator, в котором происходило перемешивание материала.

Целью работы являлась предварительная оценка возможности извлечения золота из продуктов переработки электронных плат.

Исследования заключались в приготовлении растворов и выщелачивании металлов из сырья.

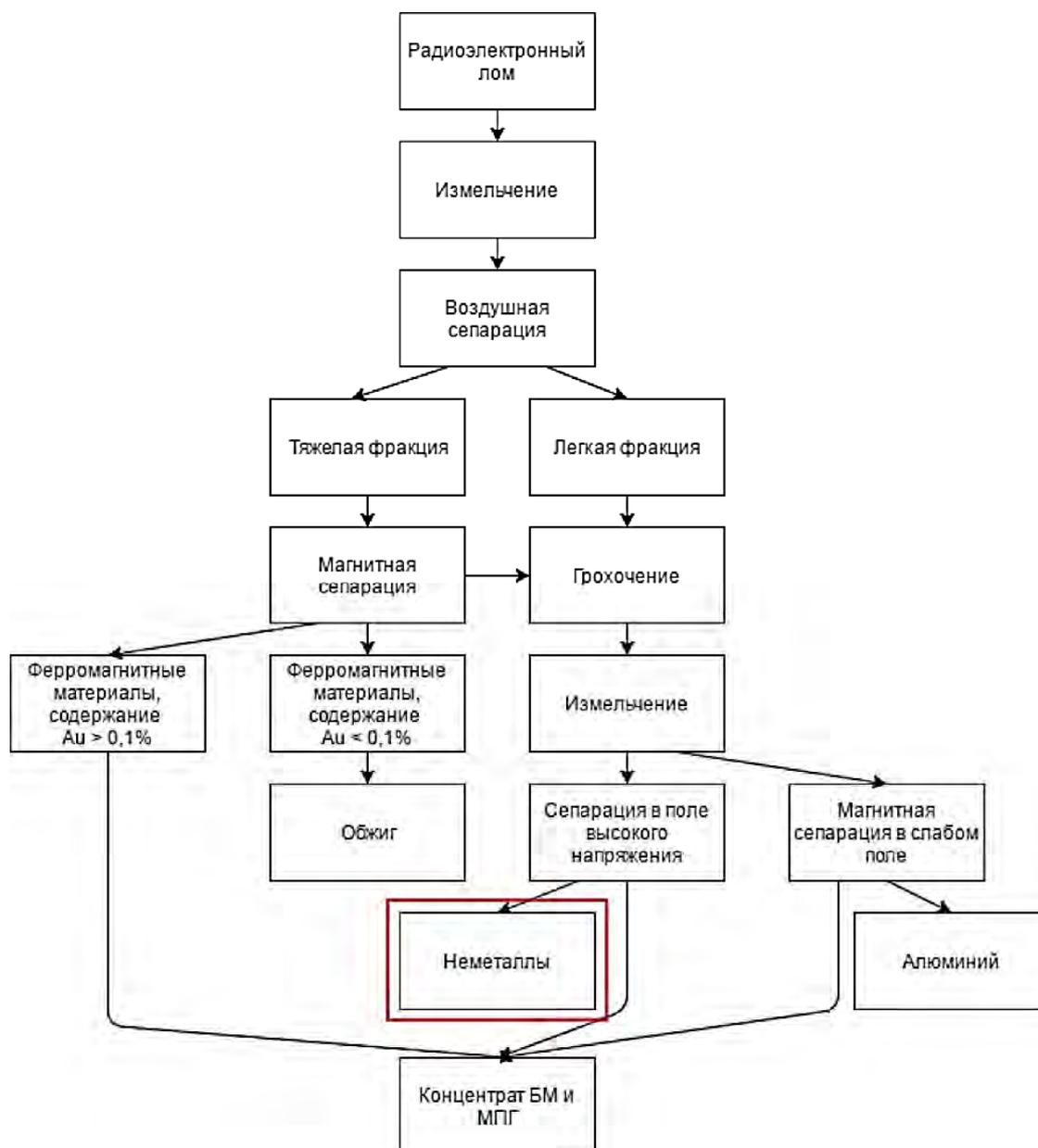


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки электронных плат

При проведении опытов постоянными являлись температура 23-25 °С и отношение Ж:Т = 4:1. Навеска материала составляла 50 г. Оптимальный порядок приготовления растворов следующий: H₂O → H₂SO₄ → FeCl₃ → ThiO → сырье.

Часть опытов проводилась с изменением некоторых параметров: изменение содержания тиомочевины и серной кислоты в растворе.



Рисунок 2 – Молотые печатные платы:
а – фото сырья без увеличения; б – увеличено в 25 раз

Первый опыт проводился с изменением содержания серной кислоты в растворе. Параметры растворов следующие: 30 г/дм^3 – ThiO ; 30 г/дм^3 – FeCl_3 ; а содержание H_2SO_4 изменялось от 5 до 20 г/дм^3 .

В ходе опыта явной зависимости извлечения золота от содержания H_2SO_4 не выявлено. А также количество перешедшего в раствор золота изменяется незначительно и находится в пределах 70-88 %.

Следующий опыт проводился с изменением содержания тиомочевины при постоянных содержаниях FeCl_3 – 20 г/дм^3 и H_2SO_4 – 20 г/дм^3 . Результаты приедены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты анализов растворов с разным содержанием ThiO

№ раствора	Содержание ThiO в растворе, г/дм^3	Содержание золота в растворе, мг/дм^3	Извлечение золота в раствор, %
1	5	31,3	75,5
2	10	32,3	76,9
3	15	32,4	77,1
4	20	38,7	92,1
5	30	36,8	87,6

По результатам проведенных экспериментов и показателям извлечение золота в пределах 70-90 % можно сделать вывод, что исследования являются успешными и выщелачивание золота с помощью тиомочевины представляет интерес.

В ходе всех экспериментов также было выявлено, что оптимальное время выщелачивания золота в раствор из данного материала составляет 3-4 часа.

Для последующего осаждения золота из раствора предполагается использовать классические методы.

При использовании тиомочевины допускается возможность использования компонентов растворов повторно, регенерируя их с помощью гидролиза, осаждавая металлы в виде гидроксидов. Дальнейшее использование растворов в обороте предполагает их подкисление.

По предварительным данным извлечение золота из органических отходов при переработки электронных плат может достигать 75-90 %.

Список литературы

1. Радомская В.И. Применение тиомочевины для концентрирования золота из вторичного сырья // Вестник ДВО РАН. 2004. -86 с.
2. Чугаев. Л.В. Металлургия благородных металлов – М.: Metallurgy, 1987. – 432 с.

УДК 622.75.77

КИНЕТИКА НАКОПЛЕНИЯ МИНЕРАЛОВ ПОВЫШЕННОЙ ПЛОТНОСТИ В ПАЗАХ ЦЕНТРОБЕЖНОГО СЕПАРАТОРА

Пеньков П.М.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Процесс центробежной сепарации нашел широкое применение в практике обогащения полезных ископаемых. Положительные результаты применения центробежных сепараторов получены при обогащении золотосодержащих руд россыпных и коренных месторождений [1].

При центробежной сепарации происходят потери ценного компонента, которые связаны с тем, что частицы ценного компонента, находящиеся на поверхности пристеночного слоя, за один цикл не успевают попасть в пазы и вымываются из конуса сепаратора вместе с легкой фракцией. Также повышенное давление турбулизирующей воды, предназначенной для разрыхления материала в пазух конуса центробежного сепаратора, может вымывать частицы из пазов конуса [2].

Одним из направлений повышения извлечения ценных компонентов в центробежной сепарации является использование циркуляционной концентрации. За счет многократного прохождения потока пульпы через центробежный сепаратор обеспечиваются более высокие показатели извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию [3].

С целью определения кинетики накопления тяжелых минералов в пазах центробежного сепаратора в лабораторных условиях проведены эксперименты на турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ на искусственной смеси кварца крупностью $-0,5+0,05$ мм и магнетита крупностью $-0,3+0,05$ мм, при циркуляции легкой фракции. Давление турбулизирующего агента в опытах составляло 0,2 МПа и 0,5 МПа, частота вращения ротора 1000 об/мин.

Схема проведения опытов представлена на рисунке 1.

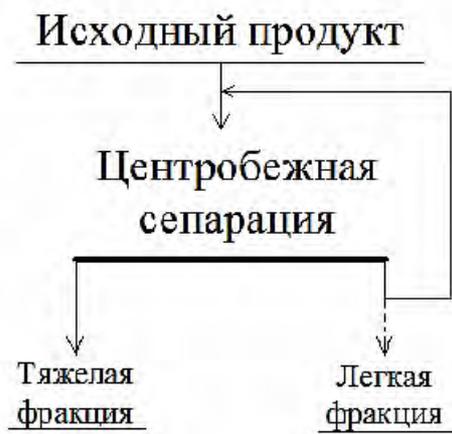


Рисунок 1 – Схема проведения опытов по центробежной сепарации на искусственной смеси

Результаты проведенных экспериментов представлены на рисунках 2 и 3.

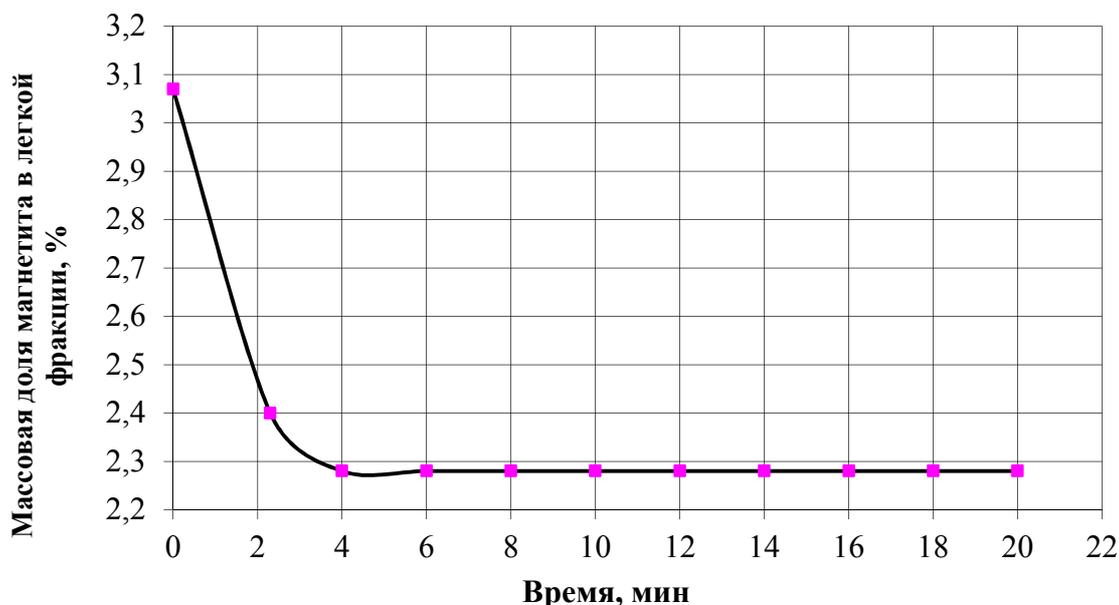


Рисунок 2 – Зависимость массовой доли магнетита в легкой фракции от продолжительности центробежной сепарации при давлении турбулизирующего агента 0,2 МПа

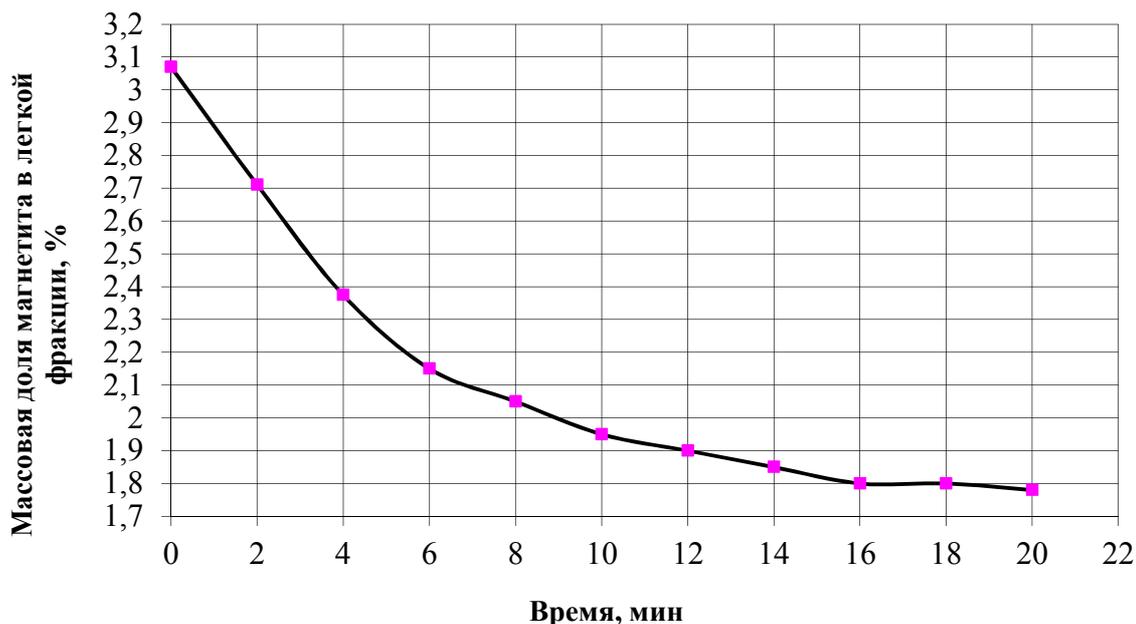


Рисунок 3 – Зависимость массовой доли магнетита в легкой фракции от продолжительности центробежной сепарации при давлении турбулизирующего агента 0,5 МПа

Из полученных результатов следует, что низкое давление турбулизирующего агента не способствует разрыхлению частиц в пазах конуса центробежного сепаратора, что приводит к забиванию этих пазов в начале процесса, о чем свидетельствует выполаживание графика на рисунке 2. При более высоком давлении турбулизирующего агента процесс накопления минералов повышенной плотности в пазах конуса идет равномерно (рисунок 3). Разрыхление частиц в пазах способствует большему накоплению тяжелых минералов.

Список литературы

1. Фалей Е.А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулизационной центробежной сепарации минерального сырья: дисс.... канд. техн. наук: 25.00.13 / Фалей Екатерина Александровна. – Екатеринбург, 2014.
2. Пеньков П.М., Хамидулин И.Х. Исследования работы центробежного сепаратора при циркуляции легкой фракции // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-техн. конф. – Екатеринбург, 2017. – С. 148-150.
3. Хамидулин И.Х. Технологии извлечения золота с использованием циркуляционной концентрации: дисс.... канд. техн. наук: 25.00.13 / Хамидулин Иршат Халилович. – Екатеринбург, 2017.

ПРИМЕНЕНИЕ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА НЕФЕЛИНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Львов В.В., Ушаков Е.К.

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

Нефелин – ценнейший источник алюминия, на данный момент являющийся одним из основных минералов для получения этого металла. Нефелин используется в производстве стекла, цемента, бесхлорных удобрений, кальцинированной соды [1, 3].

На сегодняшний день при переработке апатит-нефелиновой руды Хибинской группы месторождений получают апатитовый и нефелиновый концентраты. Согласно ТУ 2111-28-00203938 «Концентрат нефелиновый» нефелиновый концентрат должен содержать $28,5 \pm 0,5$ % Al_2O_3 , не менее 6,5 % K_2O и не менее 11,5 % Na_2O . Нефелиновый концентрат при содержании оксида алюминия, которое не удовлетворяет нормам технических условий, после обратной флотации подвергается высокоинтенсивной мокрой магнитной сепарации, однако, при невозможности повышения качества нефелинового концентрата до требуемых кондиций, сбрасывается в хвостохранилище обогатительной фабрики. Объектом исследования являлся некондиционный нефелиновый концентрат с содержанием Al_2O_3 27,86 %.

За долгий период исследований комплексной переработки руд Хибинского массива был накоплен огромный опыт получения нефелинового концентрата [1, 4]. В разные годы предпринимались попытки использовать разницу в плотности минералов, однако из-за низких технологических показателей данный метод не нашел промышленного применения, т.к. плотности нефелина и полевых шпатов незначительно отличаются от апатита, сфена и пироксенов.

По предварительным лабораторным данным института «Механобр» в определенных условиях электростатическая сепарация позволяет улучшить качество нефелинового концентрата за счет частичного выделения из него полевого шпата. Однако, свойства, определяющие контрастность минералов апатит-нефелинового сырья при электростатической сепарации, изучены недостаточно [1, 3].

С начала 30-х годов прошлого века ведутся исследования получения нефелинового концентрата флотационными и магнитными методами обогащения, сравнительно высокие технико-экономические показатели были достигнуты при применении флотационного обогащения с последующей высокоинтенсивной мокрой магнитной сепарацией. Данная схема реализована при переработке апатит-нефелиновых руд Хибинского массива [1-4].

Для повышения качества нефелинового концентрата в работе предложена технологическая схема сухой магнитной сепарации, включающая сушку некондиционного нефелинового концентрата и одностадийную сухую магнитную сепарацию (рисунок 1) с последующим складированием готовой продукции на склад.



Рисунок 1 – Технологическая схема повышения качества нефелинового концентрата



Рисунок 2 – Сепаратор

Долгое время сухое обогащение слабомагнитных руд осуществлялось с применением дорогостоящих электромагнитных сепараторов валкового и роторного типа вследствие отсутствия соответствующих аналогов. Первые мировые разработки высокоинтенсивных валковых сепараторов на постоянных магнитах с использованием самарий-кобальтовых сплавов, имеющих низкую остаточную индукцию, относятся к концу 80-х годов прошлого века. За долгий период исследований сухой магнитной сепарации были разработаны различные типы магнитных сепараторов на основе постоянных редкоземельных магнитов (Nd-Fe-B). В начале 2000-х годов НПО «ЭРГА» (Россия) спроектировала и изготовила высокоиндуктивный сепаратор под маркой СМВИ. В результате модернизаций был изготовлен магнитный валковый сепаратор СМВИ 1Л-100 на основе постоянных редкоземельных магнитов (Nd-Fe-B), предназначенный для сухого магнитного обогащения слабомагнитных сыпучих материалов. Его основными узлами являются вибропитатель и ленточный транспортер со встроенной магнитной системой на ведущем валке. Общий вид магнитного валкового

сепаратора СМВИ 1Л-100, установленного на кафедре обогащения полезных ископаемых Горного университета представлен на рисунке 2. Регулировка магнитной индукции на рабочей поверхности достигается за счет изменения толщины ленты на поверхности валка. Соотношение толщины лент с индукцией на их поверхности указано в таблице 1.

Таблица 1 – Зависимость индукции от толщины ленты

Толщина ленты, мм	0,125	0,41	0,8	1,3
Значение индукции на поверхности, Тл	1,60	1,46	1,24	1,05

В зависимости от свойств материала и частоты вращения магнитного вала траектория движения частиц материала после прохождения магнитной системы может быть различной.

При определении оптимальных параметров работы сухой магнитной сепарации на СМВИ 1Л-100 для обогащения нефелинового флотационного концентрата исследовалось влияния на основные технологические показатели обогащения следующих факторов: индукция магнитного поля и скорость вращения магнитного валка (рисунки 3-6, таблица 2).

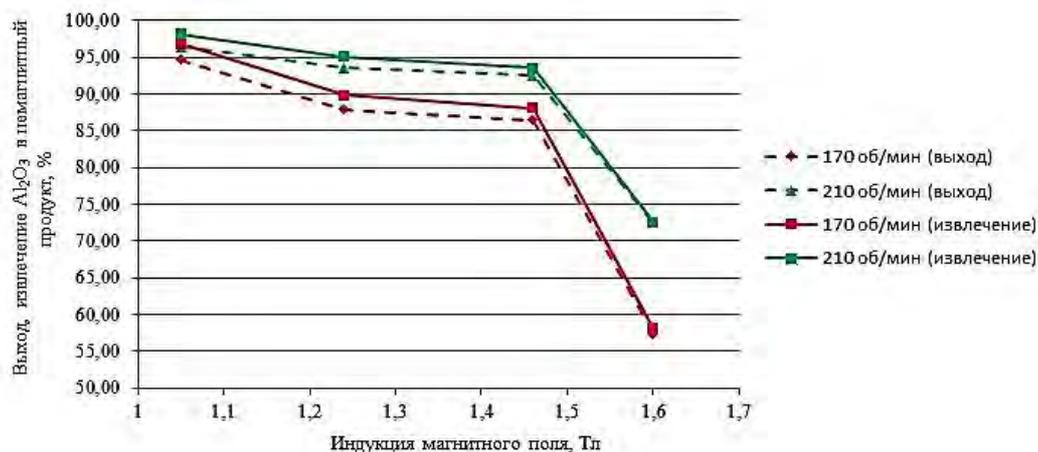


Рисунок 3 – Зависимость выхода и извлечения Al_2O_3 в немагнитный продукт от индукции магнитного поля на поверхности ленты

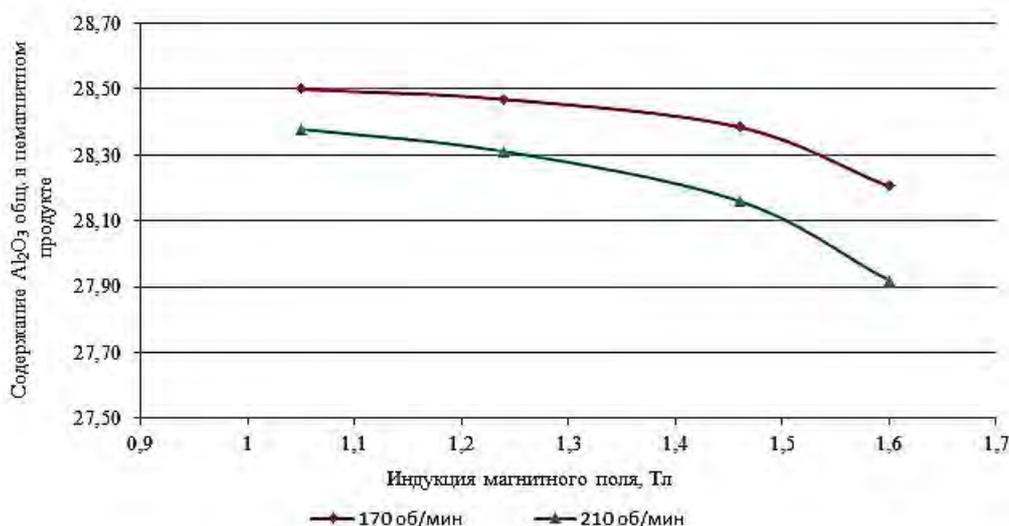


Рисунок 4 – Зависимость содержания Al_2O_3 в немагнитном продукте от индукции магнитного поля на поверхности ленты

При индукции магнитного поля на поверхности ленты 1,6 Тл и скорости вращения магнитного валка 210 мин^{-1} содержание Al_2O_3 в немагнитном продукте составляет 27,92 %, что не удовлетворяет ТУ 2111-028-00203938-93. Для остальных опытов нормы ТУ 2111-028-00203938-93 соблюдаются.

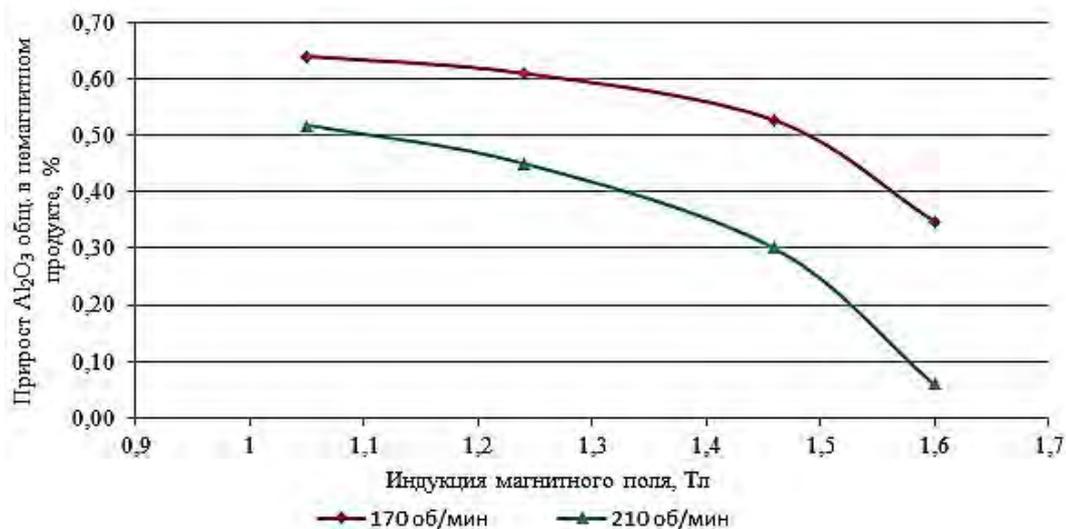


Рисунок 5 – Зависимость прироста Al_2O_3 в немагнитный продукт от индукции магнитного поля на поверхности ленты

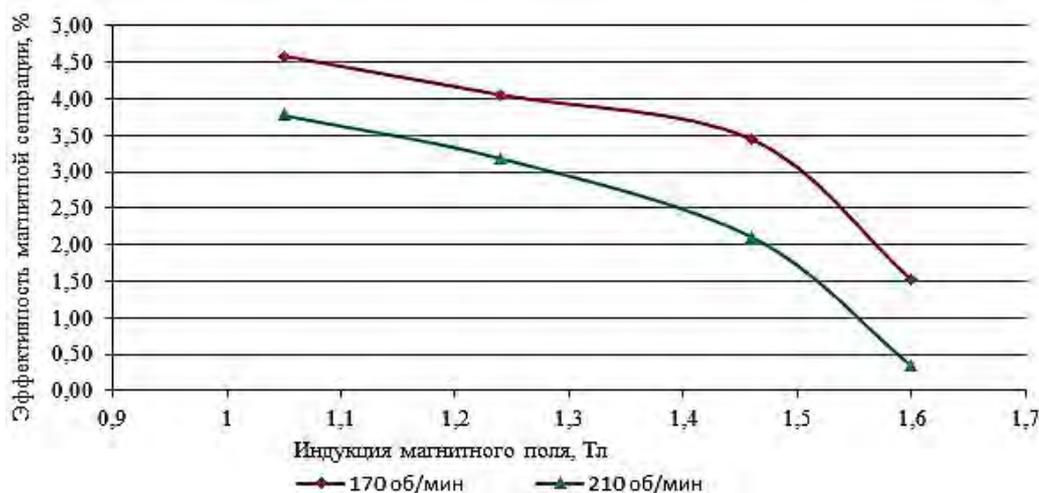


Рисунок 6 – Зависимость эффективности сепарации от индукции магнитного поля на поверхности ленты

Для всех опытов магнитной сепарации наблюдается увеличение содержания Al_2O_3 в немагнитном продукте от 0,06 до 0,64 % при исходном содержании Al_2O_3 27,86 %. Максимальный прирост достигается при скорости вращения вала 170 мин⁻¹ и индукции магнитного поля 1,05 Тл и составляет 0,64 %, выход немагнитного продукта, содержание и извлечение оксида алюминия в немагнитный продукт 94,6 %, 28,5 % и 96,8 % соответственно. Минимальный прирост Al_2O_3 – 0,06 % достигается при скорости вращения вала 210 мин⁻¹ и индукции магнитного поля 1,6 Тл.

При существующей технологической схеме получения нефелинового концентрата при переработке апатит-нефелиновых руд Хибинского массива внедрение предложенной в данной работе схемы сухой магнитной сепарации позволяет повышать качество нефелинового концентрата при

условии содержания оксида алюминия в нем в пределах $27,66 \pm 0,3$ %, до норм, удовлетворяющих ТУ 2111-28-00203938. Таким образом, после сухой магнитной сепарации можно получать кондиционный нефелиновый концентрат, удовлетворяющий нормам ТУ 2111-28-00203938, который можно реализовать в качестве готовой продукции.

Таблица 2 – Результаты опытов сухой магнитной сепарации на СМВИ 1Л-100

№ опыта	Параметры		Материал	γ , %	$\beta_{\text{Al}_2\text{O}_3}$, %	$\epsilon_{\text{Al}_2\text{O}_3}$, %	Прирост $\beta_{\text{Al}_2\text{O}_3}$, %	Эффективность обогащения, %
	Индукция магнитного поля, Тл	Частота вращения магнитного вала, об/мин						
1	1,05	170	Исходный	100	27,86	100	0,64	4,58
			Магнитный	5,37	16,60	3,20		
			Немагнитный	94,60	28,50	96,80		
2	1,24	170	Исходный	100	27,86	100	0,61	4,05
			Магнитный	12,10	23,45	10,22		
			Немагнитный	87,90	28,47	89,78		
3	1,46	170	Исходный	100	27,86	100	0,53	3,44
			Магнитный	13,60	24,52	11,97		
			Немагнитный	86,40	28,39	88,03		
4	1,60	170	Исходный	100	27,86	100	0,35	1,52
			Магнитный	42,60	27,39	41,90		
			Немагнитный	57,40	28,21	58,10		
5	1,05	210	Исходный	100	27,86	100	0,52	3,78
			Магнитный	3,63	14,12	1,84		
			Немагнитный	96,40	28,38	98,16		
6	1,24	210	Исходный	100	27,86	100	0,45	3,19
			Магнитный	6,44	21,33	4,93		
			Немагнитный	93,60	28,31	95,07		
7	1,46	210	Исходный	100	27,86	100	0,30	2,11
			Магнитный	7,52	24,16	6,52		
			Немагнитный	92,50	28,16	93,48		
8	1,60	210	Исходный	100	27,86	100	0,06	0,34
			Магнитный	27,50	27,70	27,38		
			Немагнитный	72,50	27,92	72,62		

Список литературы

1. Брыляков Ю.Е. Перспективы комплексного использования апатито-нефелиновых руд Хибинских месторождений // Обогащение руд. 2005. № 3. С. 28-31.
2. Горин В.И., Гандрусов Н.А., Ракаев А.И. О технологических проблемах действующего производства нефелинового концентрата на АНОФ-2 ОАО «Апатит» // Обогащение руд. 2003. № 6. С. 40-43.
3. Мезенин А.О., Тасина Т.И., Иерусалимцев В.А. Обзор и сравнительная оценка перспективных технологий обогащения нефелинового сырья для производства глинозема // Обогащение руд. 2016. № 3. С. 14-21.
4. Сентемова В.А. Использование катионной флотации для получения высококачественных нефелиновых концентратов из апатит-нефелиновых руд с повышением содержания полевых шпатов. Обогащение руд, 2009. № 5. С. 11-14.

ОЧИСТКА ХЛОРМАГНИЕВЫХ РАСПЛАВОВ ОТ ПРИМЕСНЫХ КОМПОНЕНТОВ

**Кенжалиев Б.К., Ультаракова А.А, Есенгазиев А.М.,
Онаев М.И., Касымжанов К.К.**

АО «Институт металлургии и обогащения»,
НАО «Казахский национальный исследовательский технический
университет имени К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

Титаномагниевого производство сопровождается образованием огромного количества хлоридных отходов. Они ежегодно складываются на полигонах – хранилищах, загрязняя окружающую среду. Следовательно, одной из актуальных проблем титаномагниевого производства является переработка хлоридных отходов.

В Казахстане имеются разнообразные источники хлормагниевого сырья для электролитического производства магния: природные карналлит и бишофит Индерского месторождения, рапа соляных озер Теке, Жалаулы и др. [1, 2]. Указанные виды сырья, кроме ограниченного количества карналлита, в настоящее время не используются в магниевой промышленности из-за отсутствия рациональных схем их переработки на безводный хлорид магния, пригодный для питания электролизных ванн. Хлормагниевого сырья Индерского месторождения низкондиционно из-за повышенного содержания бора и других примесей. Усть-Каменогорский титаномагний комбинат работает на привозном карналлите, что влечет за собой расходы, направленные на закупку импортного сырья. Расширение собственной сырьевой базы магниевой промышленности и использование отходов титаномагниевого производства позволит значительно сократить вышеуказанные затраты.

В данной работе велись исследования по очистке хлоридных магниевых расплавов от примесных компонентов путем добавления оксида магния. Разработанный метод заключался в гравитационном отстаивании при нагреве солевого расплава с добавлением материала, содержащего оксид магния. Помимо чистого оксида магния в качестве реагента, оксидсодержащего магния, использовали шлам карналлитового хлоратора. Шлам относится к отходам магниевоего производства, который содержит до 80-90 % MgO. Как и большинство отходов титано-магниевого производства он состоит из солей калия, магния и натрия. Для активирования поверхности шлама его предварительно выщелачивали в воде или в подкисленном двухпроцентном соляном растворе, затем кек высушивали и обжигали при 700 °С.

Разработанный нами метод гравитационного рафинирования хлормагниевых расплавов от примесей заключается в гравитационном отстаивании с добавлением материала, содержащего оксид магния. Навеску

хлормagneйной соли в 50 г помещают в алундовый тигель 2. Затем добавляют сверху MgO марки х.ч. или гидроактивированные шламы. Алундовый тигель помещали в кварцевый реактор 5 с двумя отводами. Реактор с тиглем в электропечи сопротивления 1 нагревали до 700 °С в атмосфере аргона и выдерживали в течение 4 часов. Схема установки приведена на рисунке 1.

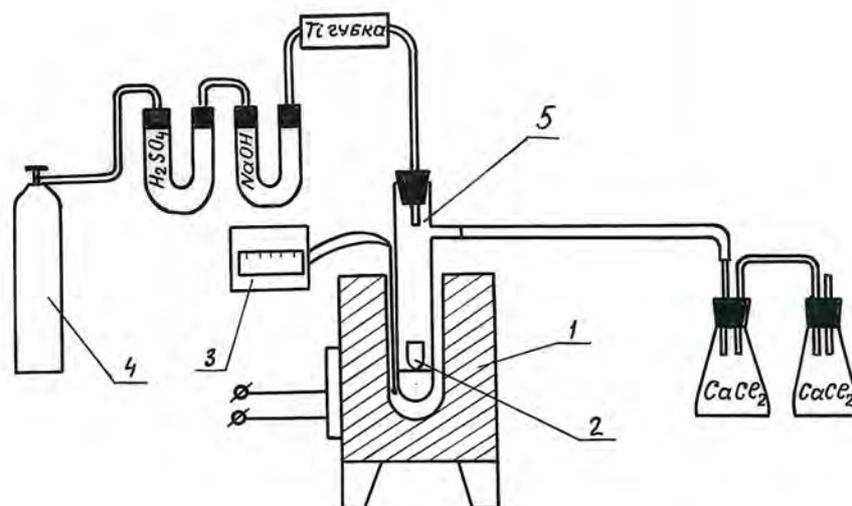


Рисунок 1 – Схема установки по очистке хлормagneйных расплавов:

1 – электропечь сопротивления; 2 – алундовый тигель; 3 – термопара;
4 – баллон с аргоном; 5 – кварцевый реактор

В качестве исходного материала по очистке хлормagneйных расплавов брали отработанный электролит производства магния и синтетический карналлит. Отработанный электролит получается при электролизе магния из хлормagneйного расплава. Хлормagneйный расплав при длительном процессе электролиза загрязняется примесями других металлов, затем его отбирают вакуумным ковшом и вывозят в отвал. Химический состав отработанного электролита, мас. %: 10,5 MgCl₂, 32,4 NaCl, 54,6 KCl, 1,2 CaCl₂, 0,1 Mg, 0,1 MgO, 0,02 Fe, 0,013 Si, 0,01 Ti, 0,02 Mn, 0,03 Al, 0,025 Ni, 0,01 В.

Синтетический карналлит получали из бишофита Индерского месторождения и отработанного магниевого электролита гидрометаллургическим методом [3]. Химический состав синтетического карналлита, мас. %: 47,2 MgCl₂, 10,2 NaCl, 35,9 KCl, 0,05 CaCl₂, 2,3 MgO, 0,03 Fe, 0,02 Si, 0,02 Mn, 0,03 SO₄²⁻, 0,0037 В.

В таблице 1 представлены данные по химическому и спектральному анализу исходных образцов, и после добавления в них материалов, содержащих оксид магния.

Таблица 1 – Содержание примесей при рафинировании хлоридных магниевых расплавов

Наименование образца	Содержание, мас. %							
	Fe	Si	Ti	Mn	Al	Ni	SO ₄ ²⁻	B
Отработанный электролит (исх)	0,02	0,013	0,01	0,02	0,03	0,025	-	0,01
Отстаивание без добавки MgO	0,0125	0,0078	0,006	0,012	0,023	0,0185	-	0,005
С гидроактивированным шламом	0,011	0,006	0,005	0,011	0,019	0,0195	-	0,003
С активированным шламом 2% раствором HCl	0,01	0,006	0,004	0,011	0,017	0,015	-	0,0017
С химически чистым MgO	0,007	0,0038	0,0012	0,008	0,016	0,01	-	0,0002
Синтетический карналлит обезвоженный (исх)	0,03	0,02	-	0,02	-	-	0,03	0,0037
Отстаивание без добавки MgO	0,022	0,0174	-	0,017	-	-	-	0,003
С гидроактивированным шламом	0,02	0,0134	-	0,0138	-	-	-	0,0024
С активированным шламом 2% раствором HCl	0,013	0,0098	-	0,0074	-	-	-	0,001
С химически чистым MgO	0,011	0,0076	-	0,004	-	-	-	0,0002

При отстаивании расплавов оксид магния добавлялся в количестве 3 мас. % от исходного расплава. Предварительно опробовали обычное отстаивание. Затем в качестве материала, содержащего оксид магния, использовали гидроактивированный шлак магниевого производства. Однако, в производственном шлаке, кроме оксида магния, находится очень большое количество примесей, особенно хлоридов щелочноземельных металлов, адсорбированных оксидом магния или механически увлеченных. Поэтому для активирования и очистки поверхности шлама, ее обрабатывали водой или слабым раствором кислот. Хлориды и некоторые примеси хлор-магниевого расплава легко растворяются в воде и удаляются от шлама.

Количество бора уменьшается в отработанном электролите при отстаивании гидроактивированными шлаками в 3-6 раз, а в карналлите – в 1,5-4 раза. Такое заметное снижение дает возможность в дальнейшем достаточно хорошо перерабатывать казахстанское сырье. Предложен механизм очистки солевых расплавов от примесей, суть которого состоит в следующем. При взаимодействии выше 100 °С хлорида магния с его оксидом образуются комплексные химические соединения типа $MgCl_2 \times Mg(OH)_2$ и $MgCl_2 \times MgO$ или Mg_2OCl_2 с высоко развитой поверхностью и являющиеся хорошими сорбентами примесей в расплаве солей.

Таким образом, показана возможность очистки солевых хлормagneвых расплавов от примесных компонентов путем добавления MgO или продуктов, содержащих оксид магния.

Список литературы

1. Ультаракова А.А., Найманбаев М.А., Онаев М.И., Алжанбаева Н.Ш. О рациональных путях утилизации отходов титано-магниевого производства // Сб. трудов Первой международ. научно-практической конф. «Современное состояние и проблемы инженерной экологии, биотехнологии и устойчивого развития», МОН РК, КазНТУ им. К.И. Сатпаева. – Алматы, 2010. – С.290-292.

2. Ультаракова А.А., Найманбаев М.А., Онаев М.И., Алжанбаева Н.Ш. Исследования по комплексной переработке отходов титано-магниевого производства // Комплексное использование минерального сырья. – Алматы. – 2011. – № 3. – С.51-57.

3. Ультаракова А.А., Павлов А.В. Физико-химические исследования минералогического состава бишофита и карналлита Индерского месторождения // Комплексное использование минерального сырья. – Алматы. – 2007. – № 2. – С.74-79.

УДК 608.4 + 67.08

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ФРАКЦИОНИРОВАНИЯ ПРОДУКТОВ СГОРАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ

Агеев О.А., Сорокин А.П.

Амурский научный центр ДВО РАН, г. Благовещенск, Россия

В золоотвалах ТЭС в России в настоящее время накоплено золошлаковых отвалов (ЗШО) порядка 1,5 млрд. т, годовой выход ЗШО составляет порядка 22–23 млн. т, а утилизируется и используется порядка 8–10 % (1,7–2,3 млн. т) ежегодного выхода ЗШО. При такой тенденции к 2020 году объем накопленных ЗШО превысит 1,7 млрд. т. Площадь золошлакоотвалов составляет 28 тыс. га. Затраты на содержание вновь образуемых ЗШО (включающие расходы на транспортировку ЗШО от станции до золошлакоотвала, эксплуатацию золошлакоотвала, экологические платежи, аренду земли) составляют более 500 руб/т (годовые затраты в целом по отрасли – более 14 млрд. рублей).

В себестоимости угольных электростанций затраты на ЗШО составляют 5–7 %. Пыление и фильтрация золоотвалов – источник опасности для населения растительного и животного мира близлежащих к золоотвалам районов [1].

И это несмотря на то, что в нашей стране разработано более 300 технологий переработки и использования золошлаковых материалов более чем по 20 направлениям. Вместе с тем, зола и шлаки, получаемые при сжигании бурых углей, представляют собой ценное сырье, которое можно эффективно использовать в дорожном строительстве, производстве строительных материалов и удобрений для сельского хозяйства. Однако в насто-

ящее время повсеместно применяемая технология сжигания углей и удаления шлака и золы не позволяет это сделать. Как правило, в процессе шлакозолоудаления топочный шлак измельчается, смешивается с золой и водой и в виде пульпы транспортируется в золоотвал. Зола и шлак при гидротранспорте и на золошлакоотвале взаимодействуют с водой и углекислотой воздуха. В них происходят процессы, сходные с диагенезом и литификацией. Они быстро поддаются выветриванию и после высыхания при скорости ветра 3 м/с начинают пылить [2]. В результате такого подхода вместо ценного сырья повсеместно получают золошлаковые отходы не пригодные в таком виде к использованию и загрязняющие окружающую среду.

Основным препятствием на пути широкого использования ЗШО является наличие в них значительного количества недожога (продуктов коксования углерода), окислов железа и других тяжелых элементов. Удаление из ЗШО недожога можно решить технологическими приемами, но это изначально усложняет переработку ЗШО, увеличивает ее стоимость и затраты труда. Проведенные эксперименты в АмурНЦ ДВО РАН показали, что незначительные затраты по изменению технологии сжигания угля могут не только полностью исключить эту операцию из переработки ЗШО, но и повысить эффективность использования угля в качестве топлива.

Разделение продуктов сгорания угля (ПСУ) еще на стадии их сжигания значительно упрощает технологию их переработки и одновременно позволяет получить концентрат пригодный для извлечения из него благородных металлов и других ценных компонентов. Для изучения влияния различных режимов сжигания угля на перенос ценных элементов, в 2016 году Амурский научный центр создал опытную экспериментальную установку (ОУ) [3] (рисунок 1), позволяющую проводить испытания с изменением условий и способов сжигания углей, получая ПСУ в виде топочного шлака, золы уноса, продуктов мокрой очистки дымовых газов (шлама) и техногенной воды.

Основным недостатком опытно-экспериментальной установки 2016 года было наличие в продуктах сгорания угля большого количества углеродного вещества. В шлаке и золе уноса присутствует 20-25 % несгоревшего угля (недожог). В шламе отфильтрованной техногенной воды углерод находился в виде смолы, сажи, мелких частичек угля и других комплексных углеводородных соединений. В очищенных от примесей газах (после скруббера) по данным лабораторного анализа [4] содержится $68,20 \text{ мг/м}^3 \text{ CO}_2$. Большое количество углеродсодержащих соединений в продуктах сгорания углей не позволяют объективно изучить процесс переноса золота и других металлов в продукты их сгорания. По мнению Г.М. Варшал, «присутствие форм, связанных с углеродистым веществом пород по механизму комплексообразования, резко снижает степень извлечения благородных металлов в технологических и аналитических операциях. При ана-

лизе углесодержащих пород потери благородных металлов за счет сорбции и образования летучих могут достигать 1-2 порядков» [5]. Поэтому для снижения содержания «недожога» в ПСУ, и, следовательно, более эффективного извлечения из них золота на промышленных установках, требуется использование технологических приемов, позволяющих добиваться более полного сгорания углерода в процессе сжигания угля.

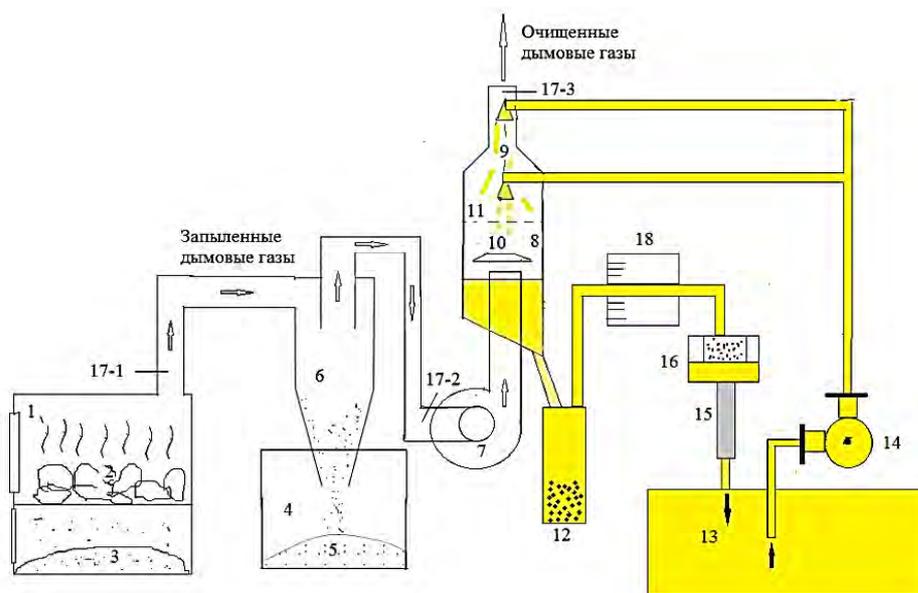


Рисунок 1 – Принципиальная схема опытной экспериментальной установки (ОУ) для получения разделенных продуктов сгорания угля:

1 – котел; 2 – уголь; 3 – шлак; 4 – бункер; 5 – зола уноса; 6 – циклон; 7 – дымосос; 8 – скруббер; 9 – форсунки; 10 – завихритель; 11 – латунная сетка с размером ячейки 1 мм; 12 – фильтр-отстойник; 13 – емкость для оборотной воды; 14 – насосная станция; 15 – фильтр тонкой очистки; 16 – фильтр грубой очистки; 17-1, 17-2, 17-3 – термопары; 18 – механизм регулировки уровня жидкости в скруббере

Для устранения вредного влияния углерода на эти процессы, в АмурНЦ ДВО РАН в 2017 создан экспериментально-технологический комплекс «Амур» (ЭТК «Амур») [6] (рисунок 2).

Узлы технологического комплекса: 1 – дутьевой вентилятор; 2 – топочная камера; 3 – колосники; 4 – заслонка; 5.1; 5.2; 5.3; 5.4 – термопары; 6 – воздухозаборник; 7 – золоуловитель; 8 – регулирующая заслонка; 9 – дымосос; 10 – дымоход; 11 – спринклерный ороситель; 12 – конфузор; 13 – регулируемая горловина; 14 – скруббер; 15 – центробежный влагоуловитель; 16 – фильтр-отстойник; 17 – фильтровальный блок; 18 – ёмкость для техногенной воды; 19 – насосная станция; 20 – трубопровод. На схеме также обозначены: I – сжигаемый уголь; II – топочный шлак; III – зола уноса (тяжелая фракция); IV – зола уноса (легкая фракция); V – шлам фильтра-отстойника; VI – шлам скруббера; VII – осадок техногенной воды; VIII – техногенная вода.

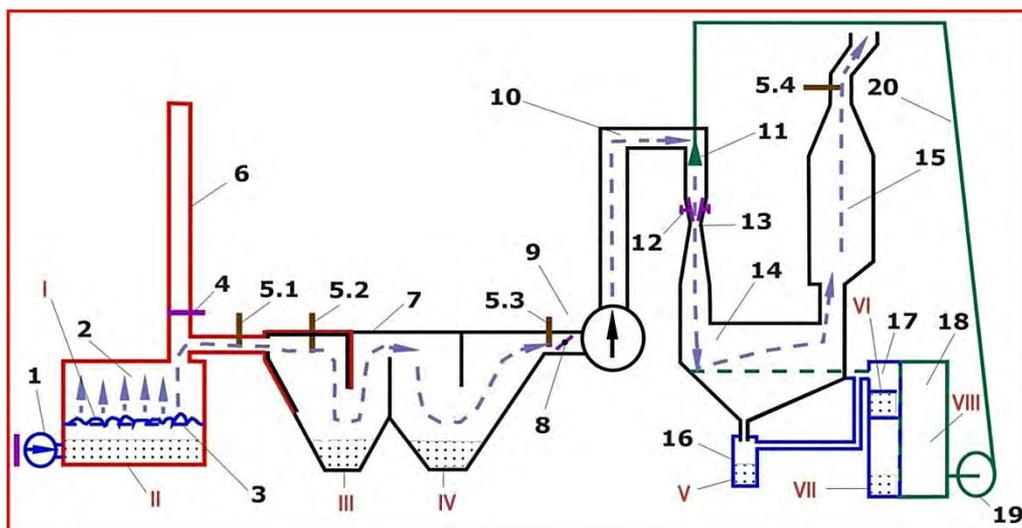


Рисунок 2 – Схема ЭТК «Амур» для получения разделенных продуктов сгорания углей производительностью до 15 кг угля в час

Разработанная и испытанная на ЭТК «Амур» в 2017 году технология получения ПСУ при сжигании бурых углей позволяет:

- добиться оптимального распределения полезных элементов по фракциям в процессе сжигания угля;
- установить наличие и объемы ценных компонентов во фракциях;
- применить разработанную в АмурНЦ схему гравитационного и магнитного обогащения шлаков и золы уноса для получения концентратов.
- получать из полученных концентратов и хвостов обогащения сырье для производства товарной продукции.

В 2018 году работа будет продолжена.

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Раздельное получение ПСУ ещё на стадии сжигания угля значительно упрощает технологию утилизации ПСУ и позволяет получать концентраты пригодные для извлечения ценных компонентов.

2. Применённый в ЭТК «Амур» метод регулируемого сжигания топлива в режиме кипящего слоя с вторичным смесеобразованием несгоревших летучих соединений углерода с воздухом в камере дожига способствует полному сжиганию летучих соединений углерода.

3. Разработанная в АмурНЦ и внедренная в ЭТК «Амур» технология очистки дымовых газов и техногенной воды от вредных и токсичных примесей решает важную экологическую задачу очистки выбросов от сжигания угля.

Список литературы

1. Государственная программа Российской Федерации «Энергоэффективность и развитие энергетики» Утверждена постановлением Правительства РФ от 3 апреля 2013 г. №512-р.

2. Черепанов А.А. Благородные металлы в золошлаковых отходах дальневосточных ТЭЦ // Тихоокеанская геология, 2008. Том 27, № 2. С. 16-28.

3. Агеев О.А., Борисов В.Н., Зубенко И.А. Концентрирование золота из угольного шлака и золы уноса гравитационным и магнитным методами // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения: Всерос. конф. с междунар. участием: сб. докладов. Благовещенск: АмурНЦ ДВО РАН, 2017. С.122-128.

4. Филиал федерального государственного бюджетного учреждения «Центр лабораторного анализа и технических измерений по Дальневосточному федеральному округу» Центр лабораторного анализа и технических измерений по Амурской области. Протокол испытаний № 325/2д от 21.10.2016 г.

5. Варшал Г.М., Велюханова Т.К., Кошечева И.Я. и др. О концентрировании благородных металлов углеродистым веществом пород // Геохимия. 1994. №6. С. 814-823.

6. Экспериментально-технологический комплекс «Амур» для получения разделенных продуктов сгорания углей / Агеев О.А., Сорокин А.П., Борисов В.Н., Зубенко И.А., Трухин В.И. // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения: Всерос. конф. с междунар. участием: сб. докладов. Благовещенск: АмурНЦ ДВО РАН, 2017. С.117-121.

УДК 504.061

ВОЗДЕЙСТВИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОКОЛЧЕДАНЫХ РУД НА БИОТУ

Стефунько М.С.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им Н.В. Мельникова РАН,
г. Москва, Россия

Месторождения колчеданных руд являются потенциальным источником загрязнения природных объектов химическими элементами. При разработке колчеданных месторождений на всех этапах технологического процесса образуются сточные воды различные по своему химическому составу и концентрации загрязняющих веществ. На действующих горнодобывающих комплексах Урала очистку сточных вод от цветных металлов и корректировку кислотности осуществляют известковым молоком с последующим отстаиванием. Эффективность очистки воды от ионов металлов составляет: меди – 93,3-96,7 %; цинка – 94,5-99,7 %; железа – 87,1-92,4 %; марганца – 93,1-100 %. В виду процессов осаждения металлов высокоминерализованных шахтных и подоотвальных вод, образуются техногенные илы. Значительное количество поллютантов накапливаются в отвалах. Зачастую место скопления техногенных илов не изолировано от проникновения в нижние слои почвы и подземные воды.

Для определения пределов толерантности и оценки устойчивости биоты к избыточным содержаниям металлов, характерных для

горнодобывающего района, были отобраны и проанализированы пробы различных типов техногенных илов и хвостов обогатительной фабрики.

Отбор проб илов в канавках сточных вод горно-обогатительных предприятий проводился в соответствии с методическими рекомендациями отбора проб почв, грунтов, донных отложений, илов, осадков сточных вод, шламов промышленных сточных вод, отходов производства и потребления ПНД Ф 12.1:2.2:2.2:2.3:3.2-03. Пробы отбирались в количестве 0,5 кг без консервации и высушивались. Был проведен оксидный химический анализ (таблица 1).

Таблица 1 – Результаты оксидного химического анализа

Оксид	Осадок станции нейтрализации шахтных и подотвальных вод УГОК (1), %	Ил подотвальных вод УГОК (2), %	Ил общего шахтного водосборника СФ УГОК (3), %	Осадок станции нейтрализации подотвальных вод Тарньерское (4), %	Ил шахтных вод около станции нейтрализации УГОК (5), %	Отвал хвостов СОФ (6), %
SiO ₂	8,82	12,37	35,07	0,65	12,00	20,79
Al ₂ O ₃	16,17	13,38	16,76	2,87	12,57	7,57
Fe ₂ O ₃	15,25	11,53	25,27	6,86	11,59	46,98
CaO	23,39	19,63	7,57	45,12	20,12	4,17
MgO	2,08	12,37	6,54	0,5	12,16	3,68
SO ₃	27,96	20,20	12,28	41,91	20,44	38,01
Na ₂ O	0,09	-	0,88	0,06	0,34	0,46
MnO	-	0,70	-	-	0,69	-
K ₂ O	0,27	0,51	0,96	0,06	0,54	0,23
TiO ₂	0,14	0,15	0,29	0,02	0,15	0,11
P ₂ O ₅	0,06	0,04	0,04	41,91	0,04	-

Также для определения содержания тяжелых металлов пробы были проанализированы методом ИСП-МС (таблица 2).

Следует отметить высокое содержание меди, цинка, марганца, кадмия во всех пробах, в десятки раз превышающие кларковые содержания. Тяжелые металлы относятся к микроэлементам, присутствующим в организмах в низких концентрациях, которые необходимы для нормального функционирования биоты, они принимают участие в процессах обмена веществ. Однако избыточные содержания оказывают негативное влияние. В качестве объекта биоты использовались семена клевера ползучего белого *Trifolium repens* (ГОСТ 52325-2005, всхожесть 94 %). Проращивали семена в соответствии с ГОСТ 12038-84, на техногенных илах (50 г в 1 чашке) в чашках Петри, по 100 семян на каждую чашку. Условия проращивания температура 20 °С, освещенность – темнота, полив дистиллированной водой (ГОСТ 6709). Через 5 дней после закладки на проращивание

подсчитывают число проросших семян, через следующие 5 дней подсчет повторяли, удаляя при этом каждый раз все проросшие семена вместе с их проростками. При последнем подсчете (через 15 дней проращивания) суммировалось число проросших семян, и определялся процент их прорастания. Для сравнения в одной из чашек Петри были посажены семена на незагрязненной почве. Результаты представлены в таблице 3.

Таблица 2 – Результаты анализа методом ИСП-МС

Компонент	Осадок станции нейтрализации шахтных и подотвальных вод УГОК (1), г/т	Ил подотвальных вод УГОК (2), г/т	Ил общего шахтного водосборника СФ УГОК (3), г/т	Осадок станции нейтрализации подотвальных вод Тарньерское (4), г/т	Ил шахтных вод около станции нейтрализации УГОК (5), г/т	Отвал хвостов СОФ (6), г/т
Be	1,2	1,1	0,5	0,4	1,1	0,1
Cr	34	69	74	6	76	14
Mn	669	5 665	1 126	203	6 058	786
Co	71	153	80	17	163	257
Ni	297	123	164	36	110	123
Cu	6 943	7 194	7 065	1 321	7 633	2 662
Zn	16 370	32 700	2 487	3 749	35 240	1 275
Cd	22,6	87,3	5,4	14,0	93,8	2,9
Sr	91	117	107	296	134	26
Mo	4,3	2,5	7,1	0,9	2,6	9,1
Sn	6,5	17,6	6,6	12,4	22,3	88,8
Sb	5,3	15,5	8,1	<0,1	11,1	13,8
Ba	1243	2261	276	<5	1155	38
Tl	1,2	1,3	1,0	0,1	1,4	1,0
Pb	106	188	66	3	204	83
Bi	0,5	0,8	4,8	0,1	1,0	10,1
Th	1,7	0,5	1,3	1,5	1,8	1,0
U	3,7	2,0	3,7	2,6	4,8	2,2

Прорастание *Trifolium repens* на техногенных илах на 12 день представлено на рисунке 1.

Наибольшая жизнеспособность *Trifolium repens* наблюдалась в пробах 3 и 6. Следует отметить, что содержание цинка и кадмия в иле общего шахтного водосборника СФ УГОК (3) и хвостов из отвала СОФ (6) существенно ниже, чем в остальных пробах. Илы общего шахтного водосборника СФ УГОК (3) характеризуются силикатным составом и загрязнены взвешенными минеральными, глинистыми и пылевидными частицами.

Ил шахтных вод около станции нейтрализации УГОК (5) отличается самым высоким содержанием меди, цинка, марганца, кадмия по сравнению

с другими пробами. Наблюдается очень слабая жизнеспособность (проросло 2 семени) и задержка роста взошедших растений в целом.

Таблица 3 – Процент прорастания семян

День	Осадок станции нейтрализации шахтных и подотвальных вод УГОК (1)	Ил подотвальных вод УГОК (2)	Ил общего шахтного водосборника СФ УГОК (3)	Осадок ст. нейтр. подотвальных вод Тарньерское (4)	Ил шахтных вод около ст. нейтрализации УГОК (5)	Хвосты из отвала СОФ (6)	Фоновое
2	-	-	-	-	-	1	6
5	-	-	13	-	-	23	70
8	-	1	9	-	-	20	16
12	1	7	16	-	2	2	-
15	-	-	-	-	-	-	-
Итого	1	8	38	-	2	46	92



Рисунок 1 – Прорастание *Trifolium repens* на техногенных илах на 12 день

Осадки станции нейтрализации (1 и 4) являются критической средой, в которой семена клевера не жизнеспособны. Эти осадки представляют наибольшую экологическую опасность для биоты и требуют отдельной утилизации.

Илы подотвальных вод, образующихся при инфильтрации атмосферных осадков через тело отвалов более опасны для природной среды, чем непосредственно сами отвалы хвостов, поскольку под воздействием температуры, влажности воздуха и кислорода интенсивно протекают про-

цессы выветривания и выщелачивания, накапливаются токсичные элементы в высоких концентрациях. Наряду с воздействием климатических факторов активно протекают биохимические процессы. Бактерии *Thiobacillus thiooxidans* и *Thiobacillus ferrooxidans* способны окислять сульфиды железа, меди, сурьмы и других металлов или значительно ускорять их окисление.

Необходимо проведение мероприятий по недопустимости проникновения техногенных илов в нижние слои почвы и подземные воды, что существенно повлияет на экосистемы регионов, находящихся в непосредственной близости от предприятий, уменьшая антропогенную нагрузку на биоту.

УДК 669.2

СНИЖЕНИЕ ОБЪЕМОВ ВРЕДНЫХ ВЫБРОСОВ ПРИ АФФИНАЖЕ СЕРЕБРА

Полыгалов С.Э., Шадрина Е.А., Лобанов В.Г.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

В литературе широко представлены способы переработки серебросодержащего сырья. Известны варианты выщелачивания серебра из минерального сырья смесями жидкой неокисляющей кислоты с газообразным окислителем, например, растворами соляной кислоты с хлором или серной кислоты с кислородом [1].

На практике растворение серебросодержащих сплавов проводят чаще всего в азотнокислых растворах [2]. Данный процесс сопровождается образованием экологически вредных и трудно улавливаемых оксидов азота.

Также известен метод растворения серебросодержащего сплава в растворах азотной кислоты и аммиачной селитры [3]. Целью данной работы являлось исследование возможности полного предотвращения выделения оксидов азота в атмосферу.

На кинетику растворения серебра в HNO_3 влияют состав раствора и температура. В большинстве случаев процесс протекает в кинетическом режиме, и скорость практически не зависит от интенсивности перемешивания. Существенное влияние на процесс оказывает содержание примесей.

Образование оксидов азота связывают с повышенным расходом азотной кислоты. Минимизация выделения газов возможна при введении дополнительных окислителей, потенциал которых достаточен для окисления серебра, таких как хлор, пероксиды металлов и водорода, кислород, озон и др. [4].

В кислых растворах H_2O_2 разлагается, полученный при разложении атомарный кислород также способствует образованию оксида серебра, который хорошо растворяется в азотной кислоте без выделения летучих оксидов азота [5].

Кислород является достаточным окислителем для окисления серебра. Однако из-за малой растворимости в азотной кислоте, его участие в растворении серебра незначительно.

Озон, также являясь сильным окислителем, способствует растворению серебра, но в гидрометаллургических системах интенсивно разлагается с выделением кислорода, особенно при нагревании.

Термодинамические показатели растворения серебра в HNO_3 позволяют говорить, что использование дополнительных окислителей может создать условия для сокращения или даже для полного исключения выделения оксидов азота. С теоретической точки зрения подходящим окислителем является пероксид водорода, сочетающий оптимальную стоимость, удобство в использовании и обеспечивающий весьма высокие термодинамические перспективы. Вместе с тем, использование газообразного кислорода из баллонов технологически проще.

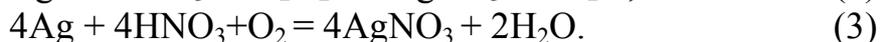
Задачей исследования являлось изучение влияния пероксида водорода или газообразного кислорода на кинетику растворения серебра в азотнокислых растворах.

В первой серии опытов исследовали скорость растворения серебра при разных температурах с использованием установки вращающегося диска при изменении состава раствора.

Разрабатываемая технология предполагает использование HNO_3 , как источника нитрат-иона для перевода серебра в раствор и использование пероксида в роли окислителя серебра. Зависимость скорости растворения серебра от концентрации HNO_3 при температуре 363 К в течение 60 мин представлена на рисунке 1.

Численное значение скорости растворения при концентрации HNO_3 50 г/дм³ 2,2 моль/(см²·с)·10⁻⁹. Для продолжения исследований при использовании альтернативных окислителей – пероксида водорода или газообразного кислорода, данные условия приняты в качестве фоновых.

При рассмотрении химизма возможных в изучаемой системе реакций наиболее реальными следует рассматривать следующие:



Косвенным показателем реализации процесса по предлагаемому варианту (реакция 2) является отсутствие газовой выделения. Поэтому скорость вращения диска была умеренной, что позволяло наблюдать за образованием пузырьков на поверхности серебра.

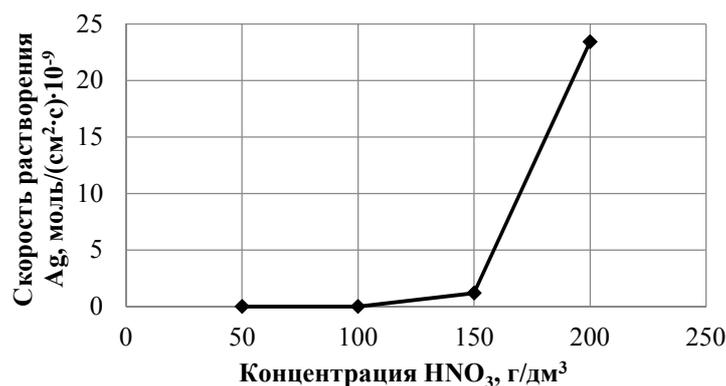


Рисунок 1 – Зависимость скорости растворения Ag от концентрации HNO₃: температура 363 К; продолжительность 60 мин; концентрация HNO₃ 50 – 200 г/дм³

Изменение кинетики растворения серебра во времени в растворе, содержащем 15 г/дм³ H₂O₂ при температуре 363 К и концентрации HNO₃ 50 г/дм³ приведено на рисунке 2.

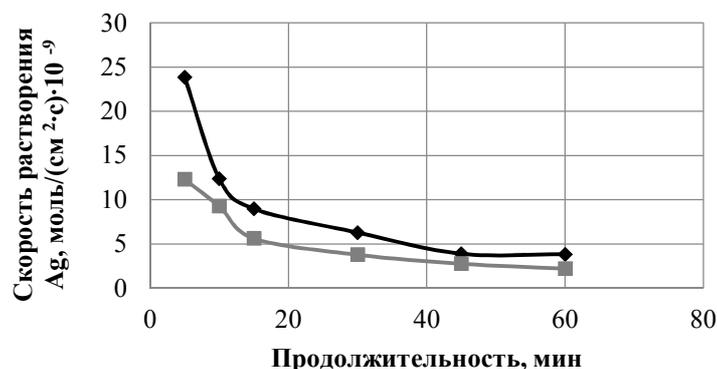


Рисунок 2 – Зависимость скорости растворения Ag от состава раствора: ■ - при отсутствии H₂O₂; ♦ - в присутствии H₂O₂; температура 363 К; концентрация HNO₃ 50 г/дм³; концентрация H₂O₂ 15 г/дм³; продолжительность 60 мин

Полученные данные позволили уменьшить продолжительность проведения опытов до 15 мин, это связано с израсходованием пероксида водорода.

В открытом реакторе разложение H₂O₂ происходило с высокой скоростью. Поэтому дальнейшие опыты проводились в изохорном режиме при непрерывной добавке пероксида по ходу использования.

На следующем этапе сравнили скорости растворения, достигаемые при использовании пероксида водорода и газообразного кислорода с технологическими показателями аффинажного отделения ХМЦ КУЭМ. Во всех опытах было обеспечено избыточное давление над растворителем 0,2 Па; растворение проводили на фоне нитрата серебра (50 г/дм³ по Ag⁺). Скорость растворения оценивали измерением концентрации серебра в растворе по истечении 15 мин с начала опытов. Данные представлены на рисунке 3.

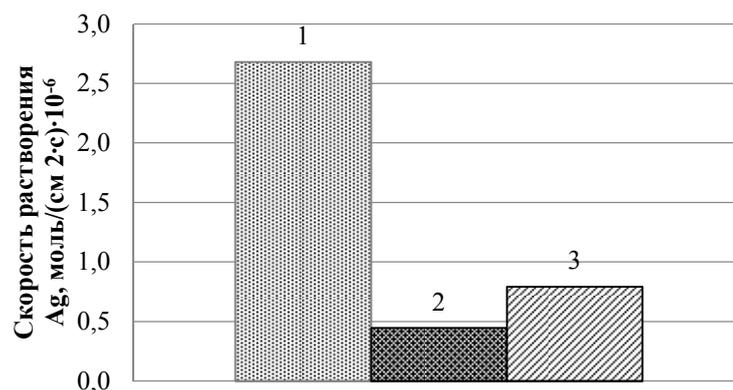


Рисунок 3 – Зависимость скорости растворения Ag от состава раствора:

1 – $\text{HNO}_3=50$ г/л, $\text{H}_2\text{O}_2=120$ г/л; 2 – $\text{HNO}_3=150$ г/л, $\text{NH}_4\text{NO}_3=12$ г/л;
3 – $\text{HNO}_3=150$ г/л, O_2 ; температура 363 К; продолжительность 15 мин;
избыточное давление 0,2 Па

Согласно приведенным данным, скорость растворения серебра при использовании пероксида водорода гораздо выше. Однако, очевидны технологические затруднения в использовании этого окислителя, связанные, прежде всего, с его нестабильностью в изучаемой системе.

Выводы

1. Введение пероксида водорода ($120 \text{ г}/\text{дм}^3$) в фоновый раствор азотной кислоты ($50 \text{ г}/\text{дм}^3$) позволяет повысить скорость растворения серебра до $2,7 \cdot 10^{-6} \text{ моль}/(\text{см}^2 \cdot \text{с})$. В указанных условиях выделение оксидов азота не наблюдается.

2. Важнейшими взаимосвязанными и метастабильными параметрами изучаемой системы являются переменный состав растворов: реагенты расходуются (кислота и пероксид водорода), увеличивается содержание серебра и давление газов над раствором.

3. Избыток пероксида в реакционной системе сопровождается малоэффективным разложением данного реагента.

Список литературы

1. Меретуков М.А., Орлов А.М. *Металлургия благородных металлов* // *Металлургия*, М.: 1991. С. 356-357.
2. Киргинцев А.Н., Трушников Л.И., Лаврентьева В.Г. *Растворимость неорганических веществ в воде. Справочник.* – Л.: Химия, 1972
3. РЖ «Металлургия». – 1981, 6г 372, РФ 2100484 от 27.12.1997.
4. Куколевский А.С. *Переработка отходов ювелирной промышленности, содержащих золото, серебро и палладий* / И.Б. Елькин // *Записки горного института*, Т. 169, 2006.
5. Патент РФ 2280086; МПК 7 С 22 В Т1/00. *Способ получения аффинированного серебра* / ОАО Горн.-металлург. компания Норил. никель. N 2004130330/02; заявл. 18.10.2004; опубл. 20.07.2006.

ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИИ МЫШЬЯКА КОМПОЗИТНЫМ НЕОРГАНИЧЕСКИМ СОРБЕНТОМ

Польшина Т.Д., Маковская О.Ю., Егоров В.В.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

В настоящее время достаточно остро стоит проблема извлечения мышьяка из сточных вод металлургических предприятий, шахтных и подотвальных вод. Как правило, мышьяк связывают в труднорастворимые соединения с кальцием, и полученный шлам захоранивают на специальных полигонах. Недостатком такого метода является образование большого количества бедного по мышьяку шлама. Более эффективным способом является концентрирование мышьяка в богатый продукт меньшего объема. Такая задача может быть успешно решена с помощью сорбционных методов. Однако сорбция мышьяка на синтетических ионообменных смолах экономически нецелесообразна из-за дороговизны последних. Таким образом, может быть перспективным применение недорогого неорганического сорбента.

Известно, что сорбционной способностью к анионам обладают некоторые соединения железа. Достаточно часто применяется оксигидрат железа (ОГЖ). Одним из наиболее перспективных сорбентов на основе железа для удаления мышьяка и других токсичных элементов является акаганеит (β -FeO(OH)). Формирование кристаллов акаганеита происходит, главным образом, при гидролизе ионов Fe^{3+} в присутствии хлорид-ионов в водных средах.

Данное соединение образуется в виде наноразмерных частиц и поэтому обладает большой удельной площадью поверхности и, соответственно, заметной сорбционной емкостью. С другой стороны, малые размеры частиц делают невозможным применение проточных систем для очистки сточных вод и создают значительные затруднения при фильтрации. В связи с этим, используется прием нанесения активного вещества (ОГЖ) на более крупнозернистый носитель.

Проведен полный факторный эксперимент для определения оптимальных условий, позволяющих получить композитный сорбент с максимальной емкостью по мышьяку, в качестве носителя в котором использован глинозем. В качестве исследуемых факторов рассмотрены концентрация железа (III) в диапазоне от 0,1 до 0,5 М и концентрация сульфата натрия в диапазоне от 0 до 150 г/дм³.

Для этого навески материала-носителя из расчета Ж:Т = 10:1 загружали в раствор сульфата железа (III), содержащий также 2,5 г/дм³ NaCl и заданную в соответствии с матрицей планирования концентрацию сульфата натрия. Концентрацию железа и продолжительность синтеза также

устанавливали в соответствии с планом эксперимента. Полученную пульпу выдерживали при температуре 85 °С. При этом обеспечивали перемешивание в течение первых 4-х часов, когда протекает гидролиз железа, и оставшееся время пульпу выдерживали при заданной температуре без перемешивания, после чего осадок отделяли от раствора фильтрацией и высушивали на воздухе.

Емкость композитного сорбента по мышьяку определяли в статических условиях. Предварительно сорбент подготавливали, максимально насыщая кристаллическую структуру ОГЖ ОН-группами. Для этого навеску сорбента, массой 1 г выдерживали в 0,1 М растворе NaOH, при температуре 60 °С в течение 1 ч, после чего сорбент отделяли от раствора фильтрацией и промывали дистиллированной водой. Сорбцию проводили на модельном растворе мышьяка с концентрацией As^{5+} 100 мг/дм³, объемом 100 см³, при температуре 25 °С и pH = 3.

По результатам полного факторного эксперимента построена соответствующая поверхность отклика (рисунок 1).

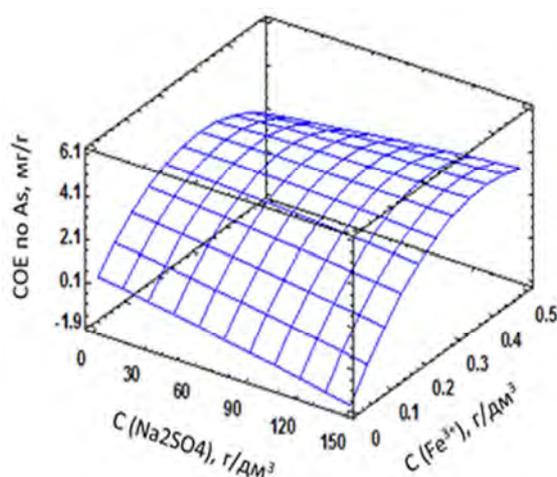


Рисунок 1 – Зависимость COE по мышьяку от условий синтеза композитного сорбента

Максимальной емкостью по мышьяку обладает сорбент, полученный при концентрации Na_2SO_4 150 мг/г, концентрации Fe^{3+} 0,5 М, температуре 85 °С и продолжительности синтеза 16 часов.

Статическую обменную емкость (COE) полученного композитного материала сравнивали с емкостью по мышьяку чистого материала-носителя (таблица 1).

Таблица 1 – Сорбция мышьяка композитным сорбентом

Материал	COE, мг/г	Степень сорбции, %	Степень десорбции, %
Глинозем	2,46	64,79	74,4
Глинозем (мод.)	4,54	67,13	67,54

Изучена способность исследуемого сорбента к регенерации. Перед десорбцией сорбент промывали водой, после чего загружали его в раствор NaOH, с концентрацией 0,1 М, объемом 50 см³. Десорбцию проводили в статическом режиме при 60 °С, в течение 1 ч. После чего сорбент промывали от щелочи и высушивали на воздухе.

Концентрацию мышьяка в фильтрах и элюатах определяли методом атомно-абсорбционной спектроскопии (ААС).

По результатам проведенных экспериментов можно сделать вывод, что СОЕ полученного композитного сорбента существенно выше по сравнению с исходным носителем, что свидетельствует о высокой эффективности ОГЖ в качестве модификатора. Полученный сорбент проявляет способность к регенерации и может быть использован повторно.

УДК 678.046.2

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ УГЛЕРОДНОГО СЫРЬЯ, ПОЛУЧАЕМОГО ПРИ ПИРОЛИЗЕ ШИН

Лавриненко А.А., Лусинян О.Г., Кунилова И.В., Кузнецова И.Н., Гольберг Г.Ю.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика

Н.В. Мельникова РАН, г. Москва, Россия

Рациональная утилизация промышленных и бытовых отходов является одной из наиболее актуальных экологических проблем. Продукты, полученные в процессах переработки отходов, представляют собой важный источник сырья для различных отраслей промышленности. В частности, перспективной с точки зрения вторичного углеродного сырья является развивающаяся в последние годы технология пиролиза отработанных автомобильных покрышек. Она предусматривает последовательное выполнение следующих операций [1-3]:

- измельчение покрышек;
- термическую обработку кусков покрышек в реакторе без доступа воздуха при температуре 450-600 °С, причём образующиеся парогазовые продукты направляют на конденсацию;
- выгрузку и охлаждение полученных продуктов;
- отделение металлического корда путём магнитной сепарации.

В результате получают: газ пиролиза с выходом 10-20 %; смолу с выходом 30-40 % и сажу (выход 40-50 %), представляющую собой тонкодисперсный порошок, содержащий в основном углерод. Этот продукт по составу и свойствам существенно отличается от технического углерода, получаемого из углеводородного сырья. Так, характерная крупность частиц находится в пределах 10-200 мкм против 10-200 нм для технического углерода. Это обстоятельство затрудняет использование получаемой сажи

для производства шин и резинотехнической продукции по причине низкой упрочняющей способности. Также проблематично использование в производстве печатных красок, поскольку для этой области применения требуется крупность частиц не более 10 мкм. В то же время сажа пиролиза шин содержит неорганические соединения: SiO_2 , Al_2O_3 , ZnO , Fe_2O_3 , CaO , сульфаты щелочных металлов и другие. Это обуславливает сравнительно высокую зольность, как правило, в пределах 8-16 % [1, 4], что не позволяет использовать сажу в качестве наполнителя для производства углеграфитовых материалов. Литературные данные свидетельствуют о том, что на поверхности частиц сажи имеются высокомолекулярные органические соединения, образующиеся в результате полукоксования резины [5]. Это обуславливает высокую гидрофобность сажи.

Исходя из вышеизложенного, мы полагаем, что использование сажи пиролиза шин в качестве сырья возможно в тех областях, где нет жестких требований по крупности частиц, их зольности и в то же время имеет значение высокое содержание углерода. Наиболее перспективными с этой точки зрения представляются химические и пирометаллургические технологии с применением углерода: получение карбидов, восстановление оксидов и другие.

Сравнительно высокое содержание ZnO (порядка 4,0-5,5 %) дает основание полагать, что сажа может быть использована в качестве сырья для производства цинка, вероятнее всего, в вельц-процессе. Суть этого процесса: термическая переработка полиметаллических отходов металлургического производства в смеси с углеродным материалом во вращающейся печи с целью получения ZnO и ряда ценных металлов за счёт возгонки [6-7]. В настоящее время в качестве углеродного сырья для вельц-процесса применяют, как правило, кокс.

Данные выполненных нами технико-экономических расчётов показали возможность получения экономического эффекта при применении сажи пиролиза шин в качестве альтернативы коксу или добавки к нему за счёт увеличения выхода ZnO . Для обеспечения благоприятных условий хранения, транспортирования и погрузки сажи, а также уменьшения пылеобразования целесообразно использовать этот материал в виде гранул крупностью ориентировочно 0,5-3,0 мм. В настоящее время применяют два способа гранулирования сажи [8, 9]:

- сухой, без использования вспомогательных веществ; он пригоден только для тонкодисперсных саж;

- мокрый, предусматривающий применение воды и/или органического связующего вещества. Он является универсальным, но его применение для сажи с высокой гидрофобностью затруднено. Применение органических связующих повышает выход летучих веществ в углеродном материале, что недопустимо для пирометаллургических процессов с точки зрения обеспечения пожарной безопасности.

С учётом этих сведений представлялось целесообразным выполнение комплексных исследований физико-химических свойств сажи пиролиза шин и определение возможных направлений её подготовки для использования в химических и пирометаллургических процессах.

Были выполнены исследования пробы сажи, полученной при пиролизе шин. Данные по гранулометрическому составу, полученные методом лазерной дифракции на приборе "HELOS": содержание частиц крупностью менее 100 мкм – 75 %; менее 50 мкм – 47 %; менее 10 мкм – 17 %. Содержание углерода составило 83,0 %. По данным рентгенофлуоресцентного анализа неорганическая часть в основном была представлена следующими соединениями: ZnO (~5 %), SiO₂, (~4 %), Al₂O₃ (~3 %), Fe₂O₃ (~0,7 %). Зольность составила примерно 13 %, выход летучих веществ – 11 %. Значение удельной поверхности, определённое методом адсорбции азота на приборе "Quantachrome TouchWin" в ООО НКЦ "Лабтест", составило примерно 23 м²/г.

Частицы исходной сажи практически не смачивались водой, что обусловлено их высокой гидрофобностью.

С целью повышения гидрофильности и удельной поверхности сажи были выполнены экспериментальные исследования по её высокотемпературной обработке с ограничением доступа воздуха для удаления с поверхности частиц высокомолекулярных органических продуктов полукоксования резины. Установлено, что в результате прокаливании пробы сажи в течение 1 ч при температуре 1000 °С удельная поверхность возростала до 113 м²/г, то есть в 5 раз. Предположительно, это связано с карбонизацией высокомолекулярных органических соединений – продуктов полукоксования резины. Также происходило раскрытие пор частиц сажи. Выход летучих веществ в прокаленной саже составил примерно 3 %, что в 3,5 раза ниже по сравнению с исходной. При этом установлено, что прокаленная сажа сравнительно легко смачивалась водой. Таким образом, прокаливание повышает реакционную и адсорбционную способность сажи, снижает содержание летучих веществ, а также создает условия для её гранулирования с применением воды.

Дальнейшие экспериментальные исследования проводятся в направлении определения условий, обеспечивающих эффективное гранулирование сажи с получением гранул крупностью 0,5-3,0 мм и заданной прочностью.

Авторы выражают благодарность инженеру ООО НКЦ "Лабтест" Абуткиной Е.Н. за проведение экспериментальных исследований по определению удельной поверхности сажи на приборе "Quantachrome TouchWin"; директору представительства ООО "Симптек" в РФ, странах СНГ, Балтии и Монголии Таусеневу Д.С. за проведение измерений гранулометрического состава сажи на приборе "HELOS".

Список литературы

1. Martínez J.D., Murillo R., García T. Production of carbon black from the waste tires pyrolysis // Boletín del Grupo Español del Carbón. – 2013, № 30. – P. 10-14.

2. Pilusa J., Muzenda E. Beneficiation of Pyrolytic Carbon Black // International Journal of Chemical, Molecular, Nuclear, Materials and Metallurgical Engineering. – 2013 – V. 7, № 10. – P. 733-737.

3. Андрейков Е.И., Амосова И.С., Гриневич Н.А., Чупахин О.Н. Утилизация отработанных автомобильных шин с использованием термического сольволиза // Химия в интересах устойчивого развития. – 2005, № 13. – С. 725-729.

4. Папин А.В., Игнатова А.Ю., Неведров А.В., Шиканова К.А. Технология переработки твердого остатка пиролиза автошин в формованное топливо // Ползуновский вестник. – 2015, № 2. – С. 106-110.

5. Koreňová Z., Juma M., Annus J., Markoš J., Jelemenský L. Kinetics of pyrolysis and properties of carbon black from a scrap tire // Chemical papers. – 2006. – V. 60, № 6. – P. 422-426.

6. Mager K., Meurer U., Garcia-Egocheaga B., Goicoechea N., Rutten J., Saage W. and Simonetti F. Recovery of Zinc Oxide from Secondary Raw Materials: New Developments of the Waelz Process in Recycling of Metals and Engineered Materials (eds. D.L. Stewart, J.C. Daley and R.L. Stephens) – Hoboken, NJ, USA: John Wiley & Sons, Inc., 2000.

7. Лотош В.Е. Переработка отходов природопользования. – Екатеринбург: Полиграфист, 2007. – 503 с.

8. Борозняк И.Г. Производство сажи. – М.: Химия, 1975.

9. Carbon Black: Science and Technology. Edited by J.-B. Donnet, R.C. Bansal, M.-J. Wang. Second Edition, revised and expanded. – N.-Y. – Basel: Marcel Dekker, Inc., 1993. – 461 P.

УДК 669.027.32/33

СУЛЬФАТИЗИРУЮЩИЙ ОБЖИГ ХРОМИТСОДЕРЖАЩЕГО ШЛАМА ОБОГАЩЕНИЯ

Гладышев С.В., Абдулвалиев Р.А., Досмухамедов Н.К., Омарова С.А.
АО «Институт металлургии и обогащения», НАО «Казахский национальный
исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева»,
г. Алматы, Республика Казахстан

Мелкодисперсный хромитсодержащий шлам обогащения гравитационными методами не обогащается из-за трудности разделения сложных минералов. В связи с этим рассмотрена возможность химического обогащения шлама при комплексной переработке с получением хромитового концентрата.

В работе исследовано поведение компонентов хромитсодержащего шлама в условиях сульфатизирующего обжига с восстановителем в зависимости от температуры, продолжительности и количества добавляемой в шихту концентрированной серной кислоты. Цели исследований – выбор оптимальных условий обжига для получения спека, содержащего водорастворимые сульфаты металлов. Хромитсодержащие руды и соответственно шламы обогащения содержат цветные металлы и редкоземельные эле-

менты, поэтому их попутное извлечение повысит рентабельность переработки.

В проведенных исследованиях использована проба шлама обогащения хромитовой руды Донского ГОКа (Казахстан) состава, масс. %: Cr 18,5; Fe 6,879; Mg 17,599; Si 11,197; Al 1,393; Ni 0,271; Co 0,014; Zn 0,014; ΣРЗЭ 0,025. Основными фазами являются: хромит, клинохризолит, лизардит и клинохлор.

Шлам подвергали операции сульфатизирующего обжига с восстановителем (углеродом) при температуре 500-800 °С. В качестве углеродсодержащего материала использовали древесный уголь, количество которого составляло 10 % от массы шлама. Перед обжигом шлам смешивали с древесным углем, затем в смесь добавляли концентрированную (96 %) серную кислоту. Количество концентрированной серной кислоты брали из отношения к массе шлама. Шихту загружали в печь и проводили обжиг при выбранной температуре в течение одного часа. В результате обжига получены спеки (таблица 1).

В результате обжига шлама при температуре 500 °С произошли изменения фазового состава – исчезли фазы клинохризолита, лизардита, клинохлора. От исходного состава осталась только одна фаза – хромит. В спеке присутствуют сульфаты Mg, Fe, Cr и оксид кремния. При температуре 600 °С в спеке, кроме сульфатов присутствуют оксиды металлов Cr и Fe. При температуре 700-800 °С в спеке присутствуют сульфат магния и оксиды металлов. Количество фаз оксида кремния в спеке с увеличением температуры обжига уменьшается и при температуре 800 °С полностью переходит в рентгеноаморфное состояние, не определяется при рентгенофазовом анализе.

При обжиге часть серной кислоты разлагается с образованием газа SO_3 , а другая образует в спеке сульфаты. С увеличением температуры обжига содержание SO_4^{2-} в спеке уменьшается от 35,7 до 21,9 % (рисунок 1).

Для определения влияния продолжительности обжига на состав спека проведены опыты по сульфатизации хромитсодержащего шлама обогащения при температуре 500 °С в течение 1-4 часов. Установлено, что на химический состав спеков продолжительность обжига практически не влияет.

При исследовании зависимости состава спека от количества добавляемой серной кислоты обжиг проводили при температуре 500 °С в течение одного часа.

С увеличением добавления серной кислоты к шламу увеличивается содержание SO_4^{2-} в спеке с 22,6 до 35,7 %, то есть повышается количество сульфатов (рисунок 2).

Таблица 1 – Рентгенофазовый состав спеков в зависимости от температуры

Температура, °С	Наименование	Формула	%
500	Сульфат магния	MgSO ₄	42,8
	Сульфат хрома	Cr ₂ (SO ₄) ₃	16,8
	Микасайт	Fe ₂ (SO ₄) ₃	12,3
	Кварц	SiO ₂	10,8
	Хромит	(Fe _{0,534} Mg _{0,432} Mn _{0,007} Al _{0,027}) (Al _{0,574} Fe _{0,173} Mg _{0,036} Cr _{1,187} Ni ₀)	7,5
	Алюмо-железистый оксид	AlFe ₂ O ₄	6,2
	Оксид кремния	SiO ₂	3,7
600	Сульфат магния	MgSO ₄	52,6
	Сульфат хрома	Cr ₂ (SO ₄) ₃	10
	Микасайт	Fe ₂ (SO ₄) ₃	6,8
	Хромит	(Fe _{0,534} Mg _{0,432} Mn _{0,007} Al _{0,027}) (Al _{0,574} Fe _{0,173} Mg _{0,036} Cr _{1,187} Ni ₀)	6,2
	Алюмо-железистый оксид	AlFe ₂ O ₄	4,9
	Вюстит	Fe _{0,872} O	4,1
	Оксид хрома	Cr ₂ O _{2,4}	3,9
	Кварц	SiO ₂	3,7
	Оксид железа	Fe ₂ O ₃	3,6
	Оксид кремния	SiO ₂	2,5
	Оксид хрома	Cr ₂ O ₃	1,6
700	Сульфат магния	MgSO ₄	77,3
	Алюмо-железистый оксид	AlFe ₂ O ₄	6,7
	Хромит	(Fe _{0,5} Mg _{0,5})(Cr _{1,64} Fe _{0,28} Ti _{0,02} Al _{0,06})O ₄	5,9
	Оксид хрома	Cr ₂ O ₃	4,4
	Вюстит	Fe _{0,872} O	3,1
	Кварц	SiO ₂	2,5
800	Сульфат магния	MgSO ₄	75,3
	Хромит	(Fe _{0,52} Mg _{0,48})(Cr _{0,76} Al _{0,24}) ₂ O ₄	8,3
	Оксид хрома	Cr ₂ O ₃	6,8
	Алюмо-железистый оксид	AlFe ₂ O ₄	5,9
	Вюстит	Fe _{0,872} O	3,7

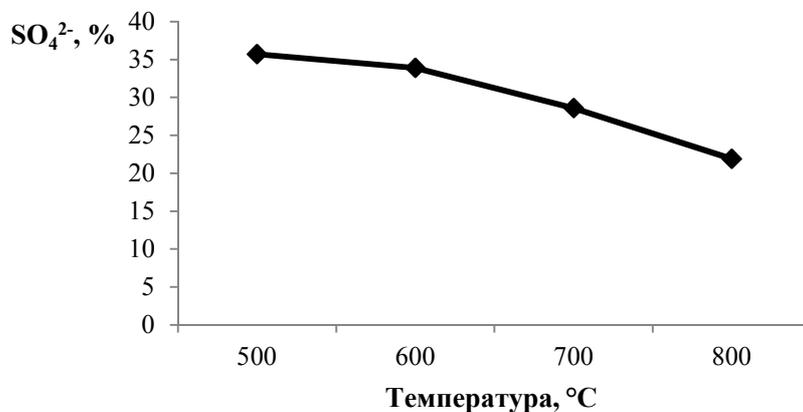


Рисунок 1 – Степень связывания SO₄²⁻ в сульфаты спека в зависимости от температуры обжига

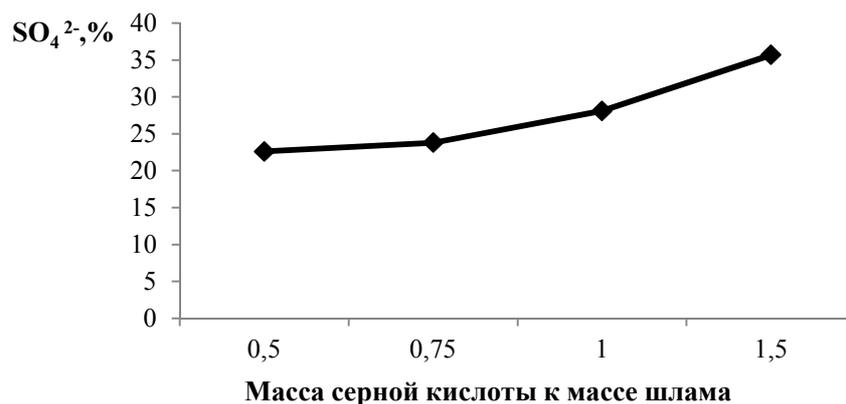


Рисунок 2 – Степень связывания SO_4^{2-} в сульфаты шлака в зависимости от количества добавляемой серной кислоты

Таким образом, установлена зависимость сульфатизирующего обжига хромитсодержащего шлама обогащения с восстановителем от температуры, продолжительности и количества добавляемой концентрированной серной кислоты. Установлено, что оптимальной температурой для образования сульфатов в шлаке является 500 °С, продолжительность 1 час, с добавлением концентрированной серной кислоты в соотношении 1,0-1,5 к массе шлама, при этом степень связывания SO_4^{2-} в сульфаты шлака составляет 28,1-35,7 %. Расход серной кислоты на образование сульфатов в шлаке составил 439-558 кг на 1000 кг исходного хромитсодержащего шлама.

УДК 669.027.32/33

СПОСОБ ХИМИЧЕСКОЙ АКТИВАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

**Кенжалиев Б.К., Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Дюсенова С.Б.,
Омарова С.А., Имангалиева Л.М.**

АО «Институт металлургии и обогащения»,
НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет
им. К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

Для переработки труднообогатимых руд, хвостов обогащения, отходов производства разработан способ предварительной подготовки. Способ позволяет за счет химической активации изменить фазовый состав сырья, отделить цементирующую поверхность рудных минералов слой силикатной породы, дезинтегрировать обрабатываемый материал. Химическая активация проводится регенерируемым раствором бикарбоната натрия с содержанием 120 г/дм³ NaHCO₃ при температуре 120-150 °С. Химический состав сырья при активации практически не меняется, но происходит изменение фазового состава. После активации, за счет изменения фазового

состава и дезинтеграции создаются условия для эффективного обогащения или выщелачивания сырья.

Проведены исследования по переработке таким способом различного вида труднообогатимого сырья и отходов производства.

При технологии комплексной переработки тонкодисперсных хромитсодержащих шламов обогащения с получением селективных концентратов цветных металлов (Cu, Ni, Co), хромита, редкоземельных элементов, аморфного кремнезема и магнийсодержащего продукта в результате предварительной химической активации произошли изменения их фазового состава (таблица 1).

Таблица 1 – Фазовый состав хромитсодержащих шламов

Наименование	Формула	Содержание, %	
		без активации	после активации
Хромит	$(\text{Fe}_{0,194}\text{Mg}_{0,834})(\text{Cr}_{0,723}\text{Al}_{0,24})_2\text{O}_4$	43,3	43,4
Антигорит	$\text{Mg}_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$	39,2	21,0
Магнезит	MgFeAlO_4	10,7	19,7
Клинохлор	$\text{Mg}_6\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	5,1	2,2
Браунмиллерит	$\text{Fe}_{1,33}\text{Al}_{0,67}\text{Ca}_2\text{O}_5$	1,7	1,0
Кварц	SiO_2	-	1,0

При гравитационном обогащении хромитсодержащих шламов после активации получено увеличение содержания Cr_2O_3 в концентрате на 17,5 % при увеличении извлечения на 9,7 %. Содержание Cr_2O_3 в хвостах обогащения после активации шлама уменьшилось на 66,7 %.

Хромитсодержащие шламы являются комплексным минеральным сырьем, в котором присутствуют цветные металлы (Cu, Ni, Co) и РЗЭ. После отделения хромитового концентрата гравитационным способом цветные металлы и РЗЭ выделяют сернокислотным выщелачиванием из хвостов обогащения, и степень их извлечения после активации шлама возросла на 15 %.

При переработке шлама плавки чугуна из красного шлама получен шлак, содержащий РЗЭ и диоксид титана. Технология переработки шлама также включала предварительную химическую активацию.

Изменение фазового состава шлама чугуна после активации приведено в таблице 2.

Шлак чугуна выщелачивали вначале HNO_3 , а затем в щелочном растворе с извлечением в азотнокислый раствор РЗЭ и получением концентрата диоксида титана в нерастворенном остатке. Без активации шлама извлечение РЗЭ в азотнокислый раствор составило всего 30 %, а после активации извлечение увеличилось до 96,5 %. В результате был получен концентрат РЗЭ с содержанием $\sum_{\text{окс.}} \text{РЗЭ}$ 21,58 % и концентрат диоксида титана с содержанием TiO_2 59,8 %.

Таблица 2 – Фазовый состав шлака плавки чугуна

Наименование	Формула	Содержание, %	
		без активации	после активации
Трехкальциевый алюмосиликат	$3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	35,9	43,2
Ларнит	Ca_2SiO_4	26,1	14,7
Алюминат кальция	$\text{Ca}_3\text{Al}_2\text{O}_6$	17,5	15,8
Шарыгинит	$\text{Ca}_3\text{TiFe}_2\text{O}_8$	7,4	10,4
Перовскит	CaTiO_3	6,8	7,5
Силикат кальция	Ca_3SiO_5	3,5	6,4
Акерманит	$\text{Ca}_2\text{Mg}(\text{Si}_2\text{O}_7)$	2,8	2,0

Технология переработки золы включает проведение операции удаления избыточного кремнезема путем обработки щелочным раствором перед извлечением оксида алюминия. От эффективности этой операции зависит вся дальнейшая переработка золы. Известные способы переработки включают предварительный обжиг золы для повышения извлечения кремнезема в раствор.

Разработанный способ химической активации позволяет заменить энергозатратный обжиг. При переработке золы от сжигания угля получено, что проведение предварительной активации также меняет фазовый состав исходного сырья (таблица 3). Без активации извлечение кремнезема в щелочной раствор составляет всего 35-40 %, а после активации получено извлечение более 70 %.

Таблица 3 – Фазовый состав золы от сжигания угля

Наименование фаз	Формула	Содержание, %	
		без активации	после активации*
Силлиманит	Al_2SiO_5	32,5	-
Муллит	$\text{Al}(\text{Al}_{1,83}\text{Si}_{1,08}\text{O}_{4,85})$	27,2	-
Геденбергит	$\text{CaFe} + 2\text{Si}_2\text{O}_6$	12,4	-
Гематит	Fe_2O_3	6,7	7,9
Кварц	SiO_2	8,7	36,1
Кальцит	CaCO_3	-	5,3

* Остальная часть золы в рентгеноаморфной форме неопределяемой анализом.

Таким образом, разработанный способ химической активации сырья позволяет повысить эффективность проведения операции обогащения или выщелачивания за счет изменения фазового состава, отделения поверхностного слоя силикатной породы и дезинтеграции обрабатываемого материала.

ПРИМЕНЕНИЕ НЕКОНДИЦИОННЫХ МЕЛКОЗЕРНИСТЫХ КВАРЦЕВЫХ ПЕСКОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ СТЕНОВЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Лузин В.П., Корнилов А.В., Чекмарев А.С.

ФГУП «Центральный научно-исследовательский институт геологии нерудных
полезных ископаемых», г. Казань, Россия

Природные кварцевые пески широко применяются в качестве заполнителей различных бетонов, строительных растворов, сухих строительных смесей, для устройства оснований и покрытий автомобильных дорог, производства керамических и силикатных стеновых материалов и т.д. Основные требования к песку для строительных работ предъявляются стандартами по зерновому составу и чистоте (лимитируется содержание в песке пылевидных, илистых и глинистых частиц, а также органических примесей, сернистых и сернокислых соединений и др.). Однако вследствие отсутствия или истощения запасов высококачественного сырья возникает необходимость вовлечения в производство низкокачественного и некондиционного сырья, требующего проведения дорогостоящих операций обогащения.

Целью данной работы было изучение возможности использования некондиционных мелкозернистых песков в производстве строительных стеновых материалов – силикатного и керамического кирпича.

Для получения силикатных строительных материалов, в том числе и силикатного кирпича, применяют кварцевые пески с определенным зерновым составом и содержанием SiO_2 не менее 50 %. Согласно ОСТ 21-1-80 «Песок для производства силикатных изделий автоклавного твердения» регламентируются значения частных и полных остатков на ситах различных размеров.

В качестве кремнеземистой составляющей смеси (92 % кварцевого песка и 8 % воздушной извести) для получения силикатного кирпича применялся песок с модулем крупности 0,36 и полным остатком на сите 0,63 мм 1,0 % (должен быть не менее 5 %). Слишком мелкий песок труднее равномерно перемешивать с известью, вследствие чего образуется трудно формуемая смесь для полусухого прессования. Следует иметь в виду, что при этом несколько увеличится расход вяжущего вещества, что, в конечном итоге, может повысить себестоимость готовой продукции.

Наряду с гранулометрическим составом на качество кирпича оказывают влияние форма песчаных частиц и характер их поверхности. Наиболее ценными являются пески с угловатыми острогранными зёрнами, имеющие шероховатую поверхность. Такие пески обеспечивают лучшее сцепление частиц с известью, чем пески с гладко окатанными зёрнами. В связи с этим для производства силикатного кирпича предпочтительнее приме-

нять горный, отложенный у подножия гор и овражный пески, имеющие более развитую поверхность по сравнению с речным окатанным песком. Однако необходимо отметить, что в речных песках частицы крупностью $-0,05+0,00$ мм, как правило, имеют угловатые формы, окатанных частиц в этой фракции практически нет.

Прочность при сжатии (22,0 МПа) автоклавированных лабораторных образцов-балочек размером $150\times 40\times 40$ мм, изготовленных с применением мелкозернистого песка, меньше на 11,4 МПа по сравнению с образцами, изготовленными из более крупнозернистого песка (с модулем крупности 1,36). Но с учетом коэффициента расхождения между прочностью лабораторных образцов и стандартных изделий равным 0,8, можно судить о том, что мелкозернистый песок может быть пригоден для производства силикатного кирпича марки 150. На значение водопоглощения замена крупнозернистого песка на мелкозернистый практически не влияет.

Из кварцевого песка с полным остатком на сите 0,63 мм, равным 0,5 %, в заводских условиях получена партия силикатного кирпича с прочностью к сжатию 17,3 МПа, к изгибу 3,9 МПа (марка по прочности 150). Средняя плотность изделий составляет 1820 кг/м^3 , водопоглощение – 11,7 %, марка по морозостойкости – F25.

Таким образом, для производства силикатного кирпича могут быть применены природные кварцевые пески без обогащения с остатком на сите 0,63 мм меньше 5 %, а также пески с низким модулем крупности (меньше 0,45). Применение более мелкозернистых кварцевых песков в производстве силикатного кирпича позволит значительно расширить его минерально-сырьевую базу. Целесообразно проведение геолого-экономической переоценки объектов кварцевых песков, ранее считавшихся не пригодными для этой цели, а также актуализировать нормативно-техническую документацию (расширить пределы значений полного остатка на ситах с размером ячеек 0,63 мм).

Песок, применяющийся в качестве отошающей добавки к жирным глинам при производстве керамического кирпича и прочих формованных изделий, как правило, должен быть достаточно крупнозернистым, преимущественно кварцевым, без включений карбонатных пород, гипса, а также зерен гравия. Государственных стандартов и технических условий к качеству песка для указанного назначения нет. Пригодность его определяется по результатам испытаний готовой продукции.

Сведения об оптимальном гранулометрическом составе песка-отошителя носят противоречивый характер, что, по всей видимости, обусловлено разнообразием минерального и гранулометрического составов используемого глинистого сырья, формовочными, сушильными и обжигowymi свойствами глинистых масс, ассортиментом выпускаемой продукции. В одном случае специалистами рекомендуется использовать пески в качестве отошителя с суммарным содержанием фракций 0,630-0,315 мм и

0,315-0,140 мм не менее 80-85 %. Следуя этим рекомендациям, исследуемый песок с суммарным содержанием указанных фракций 32,74 %, не может быть использован в качестве отощителя. Другие специалисты предлагают в качестве отощителя применять пески фракции -2,0+0,5 мм. Но и в этом случае песок также является непригодным в качестве отощителя, поскольку содержание в них зерен фракции -2,0+0,5 мм минимально (0,24 %).

На практике применения песка как отощающей добавки отмечено, что его введение снижает чувствительность к сушке, повышает критическую влажность и уменьшает воздушную усадку, за счет этого снижается количество брака. Частицы песка образуют в объеме образца некоторое подобие каркаса, который на определенной стадии сушки после удаления водных прослоев между частицами начинает препятствовать дальнейшей усадке, это обеспечивает хорошую диффузию влаги к поверхности в процессе сушки. В то же время мелкодисперсный песок перестает выполнять специфические для кремнеземистых пород функции отощителя, который уплотняя пластичную глиняную массу, изменяет процессы влагопереноса при сушке. Происходит изменение коллоидно-химических свойств глиномассы, ζ -потенциал имеет явно выраженное отрицательное значение, меняется влагоудерживающая способность, повышается критическая влажность, тем самым снижается чувствительность к сушке.

Физико-механические свойства изделий зависят от количества и качества контактных переходных зон, образованных на границе раздела отощитель - глиняная матрица. Следовательно, целенаправленно формируя контактные зоны по этой границе, можно управлять эксплуатационными характеристиками готовой продукции.

В качестве отощителя глинистого сырья использовался мелкодисперсный песок, который по значению модуля крупности (0,08 %) относится к группе «очень тонкий».

Основная масса (59,5 %) глинистого сырья представлена частицами алевритовой размерности -0,05+0,005 мм. Содержание глинистой размерности частиц -0,005+0,0 мм составляет 29,8 %, песчаной размерности частиц -1,0+0,05 мм – 10,7 %. По числу пластичности (16,1 %) сырье является среднепластичным, в зависимости от температуры спекания (меньше 1100 °С) относится к группе низкотемпературного спекания.

Керамические испытания проводились на образцах-балочках размером 160×40×40 мм, полученных пластическим формованием. Сушка образцов проводилась в естественных условиях, обжиг осуществлялся в муфельной электропечи при температуре 1000 °С. Технические характеристики образцов представлены в таблице 1.

Керамические образцы, полученные из глинистого сырья без добавок, не имеют дефектов внешнего вида, прочность при сжатии составляет

30,2 МПа, таким образом, в промышленности возможно получение керамического кирпича марки не ниже М150.

Таблица 1 – Свойства лабораторных керамических образцов

Содержание в сырье мелкозернистого песка, %	Свойства керамических изделий					
	Прочность, МПа		Плотность средняя, кг/м ³	Усадка общая, %	Водопоглощение, %	Морозостойкость, цикл
	при изгибе	при сжатии				
-	13,2	30,2	2030	10,6	10,1	>30
10	11,2	33,1	2010	9,4	9,8	>30
20	9,3	25,9	2040	8,1	10,3	>30
30	7,1	20,7	2060	7,5	10,2	>30

У керамических образцов, содержащих 10, 20 и 30 % песка также не обнаружены дефекты внешнего вида. Прочность их при сжатии в зависимости от содержания отощителя (песка) составляет 20,7-33,1 МПа. В производственных условиях использование сырьевой смеси такого состава обеспечит возможность получения керамического кирпича марок М100–М150 (например, кирпича нормального формата размером 250×120×65 мм). Возможно также получение крупноформатного (например, с номинальными размерами от 250×250×188 до 510×250×219 мм) керамического камня марки не ниже М150, отвечающего требованиям ГОСТ 530-2012.

По водопоглощению (больше 6 %) и морозостойкости керамические образцы отвечают требованиям ГОСТ 530–2012. После 30 циклов переменного замораживания и оттаивания в водной среде у них отсутствуют видимые признаки разрушений – растрескивание, шелушение, выкрашивание, отколы, посечки.

Добавка (не выше 10 %) в глинистое сырье кварцевого песка приводит к увеличению прочности на сжатие керамики на 9,6 %. При большем количестве песка прочность при сжатии уменьшается на 14,2-31,4 %. Усадка общая при введении в глинистое сырье песка снижается с 10,1 до 7,5-9,4 %.

Таким образом, проведенные исследования позволили однозначно установить потенциальную возможность использования некондиционного мелкодисперсного песка для производства стеновых керамических и силикатных материалов (кирпича и камней).

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ОБРАБОТКЕ ВЫЩЕЛАЧИВАЮЩИМИ РАСТВОРАМИ МАССИВА ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Воробьев А.Е.¹, Чекушина Т.В.², Тчаро Хоноре³

¹Атырауский университет нефти и газа, г. Атырау, Республика Казахстан,

²ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр РАН,

³Российский университет дружбы народов, г. Москва, Россия

Перед горнодобывающими предприятиями стоят задачи разработки эффективных способов интенсификации технологии кучного выщелачивания. Одной из важнейших задач оптимизации процесса является обеспечение экономической целесообразности [4] используемых технологических растворов. Объем таких растворов, как правило, варьируется в зависимости от применяемой системы орошения [1] и вида поступления технологических растворов в штабели кучного выщелачивания.

Главным требованием к оросительной системе является обеспечение равномерности (однородности) смачивания частиц руды по всему штабелю.

Правильность выбора системы орошения определяется с учетом экономического фактора, географических и климатических условий, ветрового усилия и особенно скорости выпуска богатых продуктивных растворов через основание штабеля. На практике кучного выщелачивания, способы подачи растворов делятся на: гидростатический, фильтрационный, инфильтрационный [1] и импульсный.

При гидростатическом способе продуктивные растворы выпускаются через нижнюю часть штабеля за счет удельного веса технологических растворов. Гидростатический процесс протекает таким образом: поровое пространства при просачивании заполняется технологическими растворами, образуются силы, удерживающие их в течение определенного времени; когда силы притяжения больше сил удерживающих, происходит движение и выпуск ценных растворов, т.е. происходит капиллярное действие естественным образом, втягивающее растворы через любые пустоты или трещины массивов руды кучного выщелачивания. При этом, чтобы предотвратить разрушение грунтового штабеля и утечку растворов через его боковые поверхности, последние изолируют с помощью слоев непроницаемых грунтов (песка; суглинка, супесь или глины, толщиной, как правило, 15-30 см) или геомембранных пленок (тканепленочного рулона), эксплуатация и надежность которых связана с определенными затруднениями.

Под фильтрационным понимают непрерывное перемещение выщелачивающих растворов через вмещающее пространство грунтовых матриц, скальных пород, а также искусственных материалов и т.д. (т.е. в пористой

и/или трещиноватой среде) при полном его насыщении [1]. Этот способ применяется во многих технологических процессах, в том числе при обогащении полезных ископаемых кучным выщелачиванием. В малотрещиноватых породах фильтрационный процесс затруднен, поэтому при кучном выщелачивании подготовка пород имеет большое значение. При моделировании движения растворов сквозь поровые пространства, состояние технологических растворов, скорость их подачи, а также состояние горных пород являются неотъемлемыми факторами. Математическая модель вышеуказанных технологических процессов довольно схожа.

В середине XIX века Дарси, изучая движение воды в природных условиях, впервые экспериментально установил связь между расходом жидкости и гидростатическим напором. Скорость просачивания значительная в зоне ближе к точкам подачи технологических растворов, и постепенно уменьшается с удалением от них. Выделяют 2-е части выщелачиваемой зоны: зона интенсивного выщелачивания, т.е. часть зоны, в которой наблюдается ускоренное растворение полезных компонентов, и периферийная часть выщелачиваемой зоны инфильтрационного потока с низкой степенью растворения.

Наиболее широкое применение в геотехнологической практике нашел инфильтрационный способ. Он подразумевает просачивание растворов с поверхности внутрь штабеля при неполном его насыщении [1] под воздействием гравитационных сил, тянущих растворы вертикально вниз независимо от видов их поступления в штабель. Условием инфильтрации является немонолитность горных пород, т.е. наличие в матрице массива горных пород пор, пустот и трещин самых различных формы и размера [5]. Причинами снижения инфильтрации может служить качество выщелачивающих растворов, присутствие частиц, способных закупорить поровое пространство, или же уплотнение поверхности рудного массива.

При непрерывности перколяции растворов в межкусковом пространстве даже для высокообъемных массивов, физико-химические взаимодействия между элементами системы «растворитель – руда – кислород воздуха» наиболее благоприятные на поверхности (во времени и в пространстве), чем внутри массива руды.

Для понимания фильтрационного и инфильтрационного процессов необходимо установить следующие закономерностей:

- скорость инфильтрации логарифмически пропорциональна скорости перколяции;
- чем больше скорость перколяции, тем больше скорость инфильтрации;
- скорость перколяции пропорциональна размеру зерен.

Импульсным является один из альтернативных методов подачи растворов, обеспечивающий повышение эффективности проникновения растворов внутри штабеля. Импульсное нагнетание подразумевает кратковре-

менную подачу рабочих растворов под давлением. В результате создается напряжение в виде волновых сил, способствующих образованию разветвленных трещин в массиве. Чередование циклов «смачивания – сушки» снижает скорость инфильтрации, что приводит к более быстрым ускорениям и более высокой однородности просачивания, чем при непрерывном орошении потоков.

При кучном выщелачивании горная масса обрабатывается в процессе разбрызгивания рабочих растворов на ее поверхности, при затоплении (с помощью канавок, прудок, траншей) матрицы горных пород технологическими растворами, при подаче их через перфорированные оросительные трубопроводы, при обработке с помощью взрыва или сочетанием различных способов.

Исходя из мировой практики [2] и опираясь на физико-химическую гидродинамику механизма массопереноса, определяется, что наиболее эффективное орошение штабелей, обеспечивающее минимальные потери, испарение и расход растворов, достигается при подаче технологических растворов через перфорированные оросительные трубопроводы.

Способы подачи технологических растворов при кучном выщелачивании различных металлов по виду обработки следующие: орошение разбрызгиванием или распылением, затоплением и рассредоточением с помощью взрыва [1].

До установки разбрызгивателей определяют их радиус действия, что позволит определить оптимальное расстояние (обычно 6 м по верхней поверхности и 7 м по боковым поверхностям), обеспечивающее нужное перекрытие (рисунок 1).

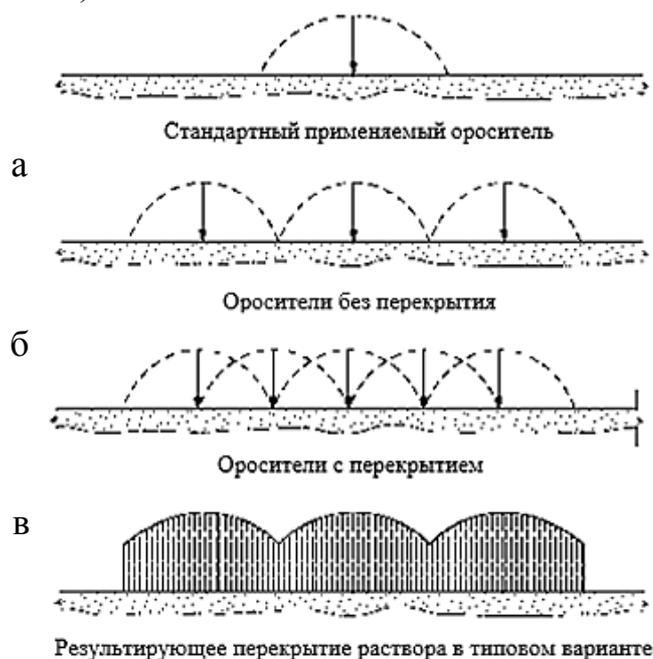


Рисунок 1 – Схема орошения поверхности штабеля кучного выщелачивания с помощью разбрызгивателей:

а – без перекрытия; б – с перекрытием; в – оптимальное перекрытие [1]

При кучном выщелачивании чаще всего применяются следующие способы интенсификации: предварительная активация (дополнительное дробление руды, агломерация), рыхление (особенно малочастотное взрывное, а также механическое и др.), подогрев рабочих растворов, насыщение кислородом (аэрирование). Другими применяемыми (в меньших масштабах) способами интенсификации являются отсасывание раствора вакуумным насосом, введение окислителей, наложение электромагнитных полей, возбуждение различных колебаний, радиоактивного излучения и т.д.

Интенсификация извлечения путем дополнительного дробления руды объясняется тем, что чем меньше размеров кусков [2, 4], тем больше реакционная поверхность и вскрытие рудных тел растворами.

Для увеличения пористости предварительно обрабатывают частицы агломерацией. Необходимость процесса агломерации (окомкования) полимеров для снижения уровня остаточной влажности руды (вода и собственные технологические растворы) определяется до укладки штабеля кучного выщелачивания при изучении водопроницаемости дробленого до заданной крупности материала.

Достижение высокой интенсивности выщелачивания штабелей является решающим фактором для уменьшения себестоимости переработки полезных ископаемых. Поэтому при оценке технологических решений необходимо учитывать все составляющие, которые способны негативно влиять на них. Например, для улучшения фильтрационных свойств массива руд необходимо избегать формирования зон с различной проницаемостью, обеспечивая коэффициент фильтрации в пределах допустимого значения (1-6 мл/см³) для эффективного выщелачивания штабелей при кучном выщелачивании.

Список литературы

1. Воробьев А.Е., Каргинов К.Г., Одинцова Е.С., Чекушина Т.В. Типизация систем орошения выщелачиваемой руды и сбора продуктивных растворов // Горный информационно-аналитический бюллетень, № 9, 2002. – С. 54-60.
2. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. Кучное выщелачивание металлов. С. 541-558 // В кн.: Физико-химическая геотехнология. – М.: МГГУ, 2001. – 656 с.
3. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Каргинов К.Г., Погодин М.Л. Технология выщелачивания золота при отрицательной температуре окружающей среды / Под ред. проф. А.Е. Воробьева. – М.: Изд-во РУДН, 2003. – 95 с.
4. Лузин Б.С. Экономические проблемы золотодобывающей промышленности. М. Ассоциация горной книги. 2002., 113 с.
5. Порцевский А.К., Катков Г.А. Геотехнология (физико-химическая). Зарегистрировано в Федеральном агентстве по образованию (№ 5370 от 16.11.2005.).

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКЖАЛ

Шевченко А.С.¹, Евграфова Е.Л.¹, Битимбаев М.Ж.²

¹ООО НПП «Обогащение полезных ископаемых», г. Екатеринбург, Россия;

²РОО «Национальная инженерная академия Республики Казахстан»,
г. Алматы, Казахстан

Особенностью современной золотодобывающей промышленности является вовлечение в переработку руд, характеризующихся низким содержанием ценных компонентов и наличием сырья, упорного к переработке традиционными методами. Основной проблемой переработки такого сырья является нахождение золота в тесной связи с сульфидами, что не позволяет достигнуть высокого уровня извлечения цианированием. Использование в процессе выщелачивания золотосодержащих сульфидов вместо цианидов модифицированных хлорсодержащих растворов имеет следующие преимущества: более высокая скорость растворения благородных металлов с образованием хлоридных комплексов; возможность переработки ряда упорных для цианирования золотосодержащих материалов, в том числе углистых, мышьяковистых и сурьмянистых. Использование электрохлоринации для вскрытия и растворения золота в настоящее время получает все большее применение в практике обогащения упорных руд и концентратов.

Сущность метода электрохлоринации заключается в растворении золотосодержащих сульфидов и благородных металлов атомарным и молекулярным хлором, хлорноватистой кислотой и хлорным железом, образующимся в результате анодного разложения NaCl.

При этом процессы электрохимического получения раствора активного хлора, поляризации сульфидов и непосредственного растворения золота совмещены в одном технологическом аппарате – электрохлоринаторе.

Нами выполнены исследования метода электрохлоринации на пробе золотосодержащей руды месторождения Акжал. Основными рудными минералами являются пирит и арсенопирит. Золото в руде на 65 % ассоциировано с сульфидными минералами и на 30 % – свободное при крупности измельчения до 1,4 мм, которое эффективно извлекается методом центробежной сепарации.

Электрохимическую хлоринацию проводили в электрохлоринаторах перколяционного типа различных конструкций. Общий вид электрохлоринаторов приведен на рисунках 1, 2, 3.

Электрохлоринатор, приведенный на рисунке 1, представляет собой цилиндрикоконический корпус из неэлектропроводного материала, в котором установлен в донной части перфорированный катод из нержавеющей стали, над которым расположена диафрагма из синтетической фильтро-

вальной ткани. Анод из графита установлен вертикально в центре корпуса. Электрохимическую хлоринацию в электрохлоринаторе с горизонтальным перфорированным катодом проводили в открытом цикле движения продуктивных растворов на навеске 1000 г при напряжении на электродах 5-10 В при токе 1 А. Продолжительность процесса составляла 24 часа. В результате получен продуктивный раствор, извлечение золота в который составило 29,4 %.

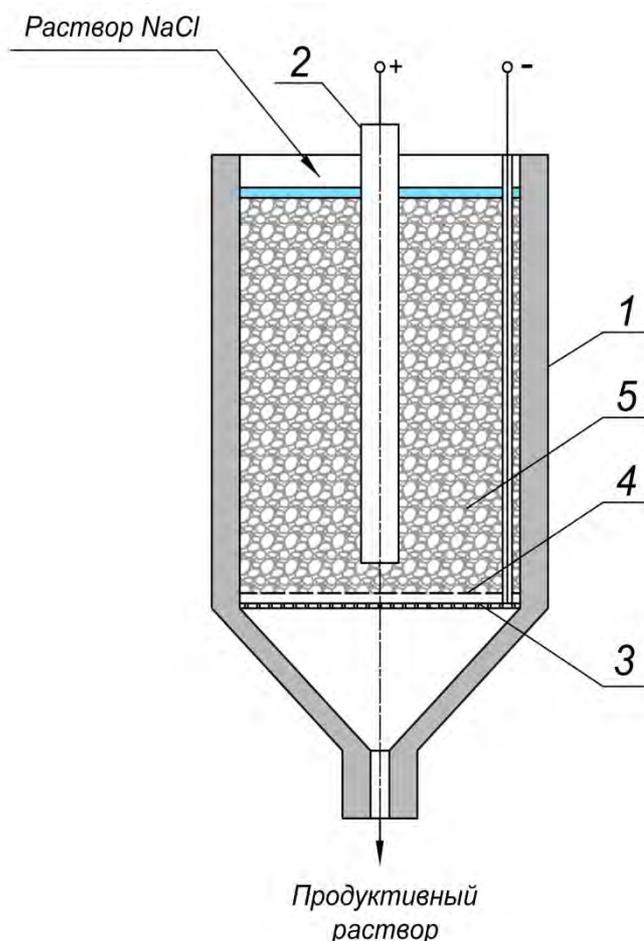


Рисунок 1 – Электрохлоринатор диафрагменный с перфорированным катодом в донной части корпуса:

1 – корпус электрохлоринатора; 2 – анод; 3 – катод; 4 – диафрагма; 5 – материал

Электрохлоринатор, приведенный на рисунке 2, представляет собой цилиндрический корпус из неэлектропроводного материала, в котором вертикально установлен железный цилиндрический катод, корзина из неэлектропроводного материала с диафрагмой, внутри которой помещен цилиндрический анод. Анод выполнен в первом случае из графита, во втором – из стали.

Исследования процесса в электрохлоринаторе 2 проведены на пробе массой 120 кг при напряжении 4 В и токе 120 А. Продолжительность процесса составляла 24 и 38 часов. Эксперименты проводили в замкнутом

цикле движения продуктивного раствора через три осадительные емкости и сорбционную колонну. В процессе экспериментов рН продуктивного раствора повышался до 12-14. Все полученные продукты (осадки, остаток после хлоринации, активированный уголь после сорбции) подвергнуты пробирному анализу. Установлено, что электрохимическая хлоринация в замкнутом цикле высокощелочного продуктивного раствора не приводит к растворению золота. Массовая доля золота в пробе не уменьшилась. При этом существенно снизилась крупность исходного материала. Массовая доля класса крупности минус 50 мкм в процессе электрохлоринации увеличилась с 5 % до 40 %.

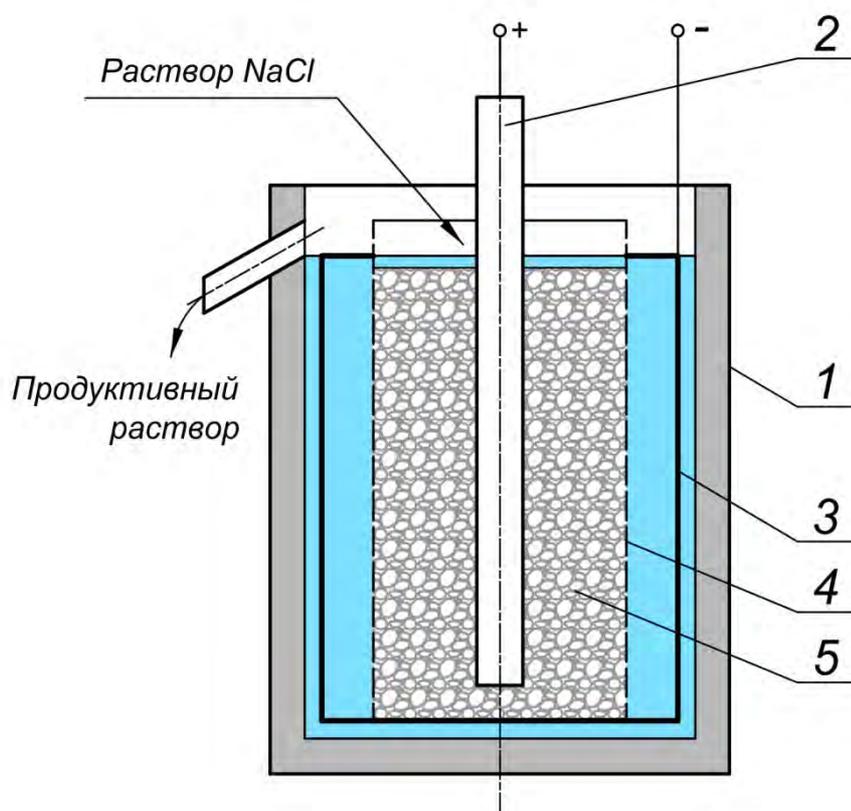


Рисунок 2 – Электрохлоринатор диафрагменный с цилиндрическим катодом:

1 – корпус электрохлоринатора; 2 – анод; 3 – катод;
4 – диафрагма; 5 – материал

Электрохлоринатор 3 (рисунок 3) представляет собой ванну, в которой расположены аноды и катоды в чередующемся шахматном порядке. Исследования процесса на электрохлоринаторе 3 проведены на пробе массой 50 кг при напряжении на электродах 12 В и токе 80 А. Продолжительность процесса составляла 24 часа. Эксперименты проводили в открытом цикле.

С целью определения возможностей гравитационного извлечения золота из руды месторождения Акжал проведены эксперименты по центро-

бежной сепарации на турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ. Центробежной сепарации подвергнуты пробы исходной руды, измельченной до крупности минус 1,4 мм и шламовой части (класс крупности минус 0,071 мм) продукта после электрохлоринации.

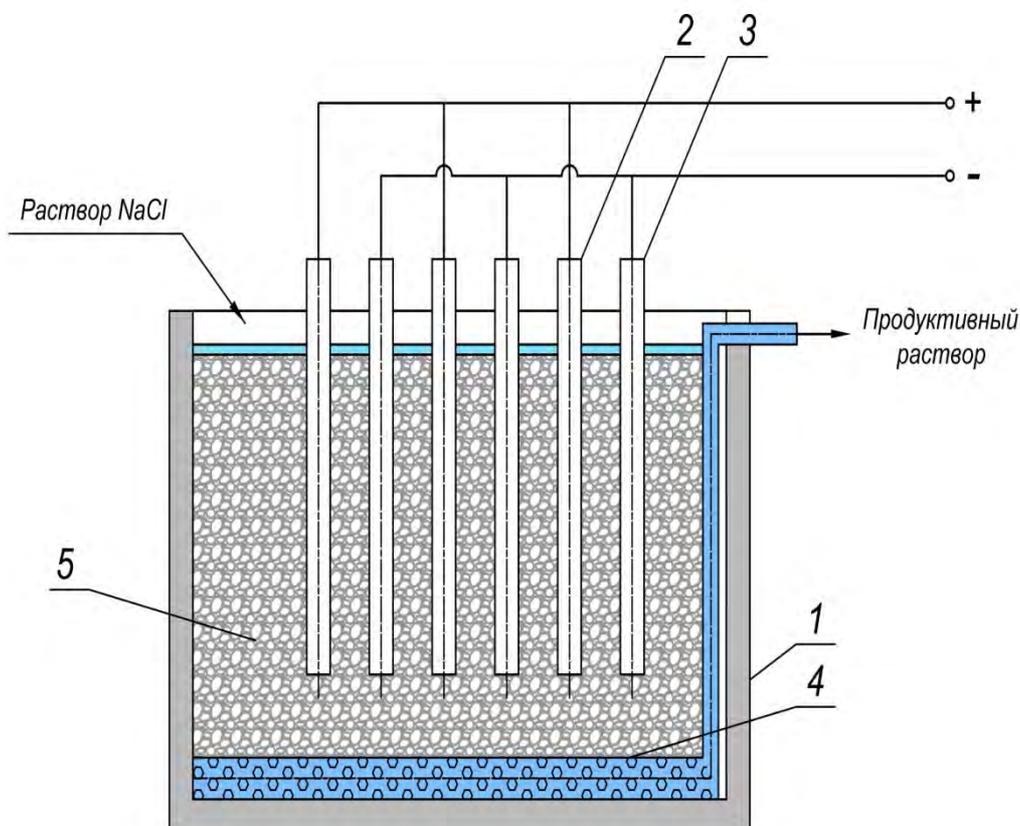


Рисунок 3 – Электрохлоринатор бездиафрагменный с чередующимся расположением анодов и катодов:

1 – корпус электрохлоринатора; 2 – анод; 3 – катод;
4 – коллектор продуктивного раствора; 5 – материал

Установлено, что центробежная сепарация обеспечивает получение золотосодержащего продукта с массовой долей золота 500 г/т при извлечении из исходной руды 30 %, из шламовой части – 51 % по отношению к исходному питанию.

На основании проведенных исследований для реализации предлагается комбинированная гравитационно-электрохлоринационно-гравитационная схема переработки руды месторождения Акжал, приведенная на рисунке 4.

Баланс по конечным продуктам предлагаемой схемы переработки руды месторождения Акжал приведен в таблице 1.

Проведенные исследования показали, что комбинированная схема с центробежной сепарацией и электрохимическим вскрытием золота позволяет получить золотосодержащий продукт с массовой долей золота более 500 г/т при суммарном извлечении в него золота 80,91 %.

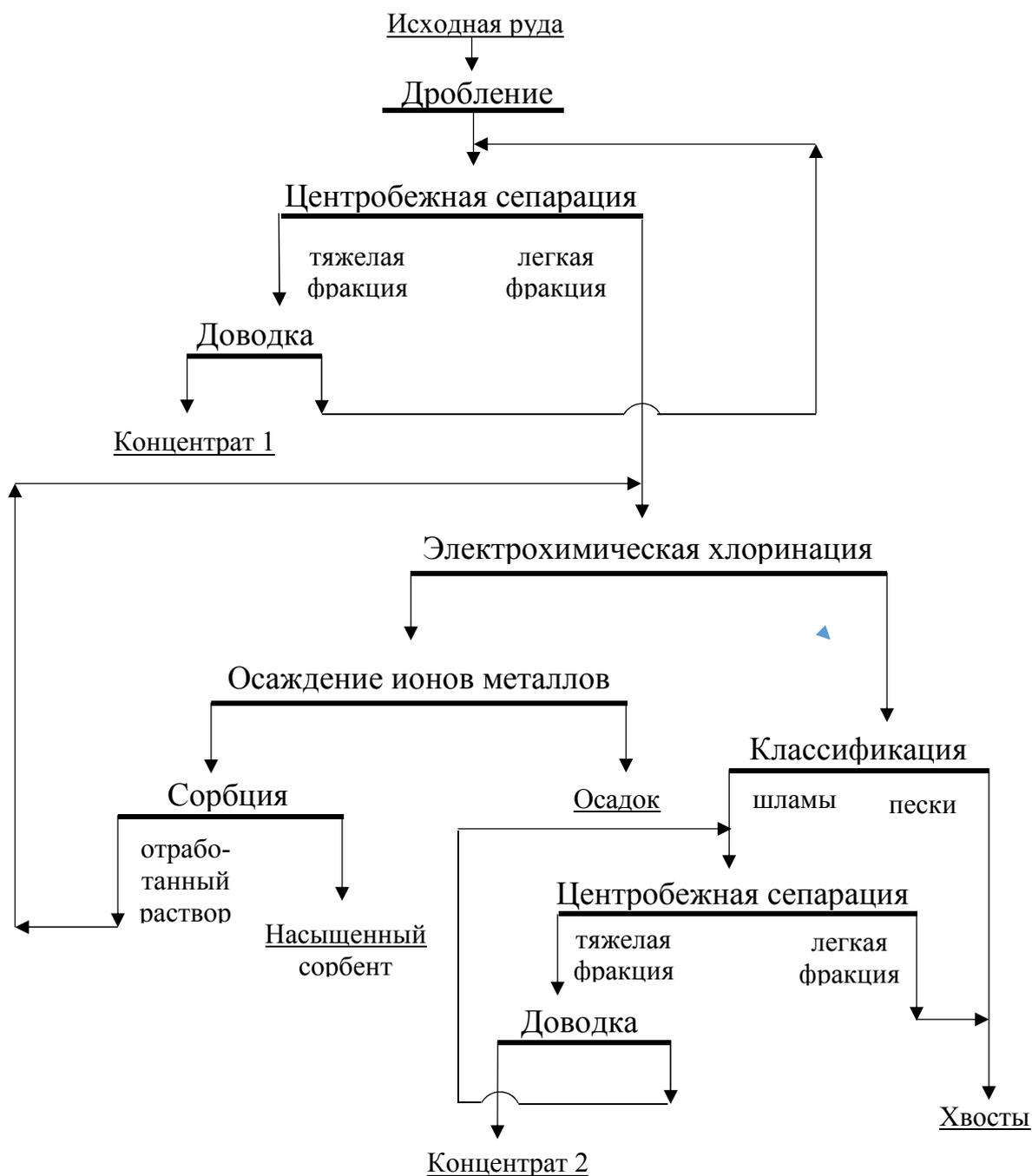


Рисунок 4 – Технологическая схема переработки золотосодержащей руды месторождения Акжал

Таблица 1 – Баланс по конечным продуктам предлагаемой схемы обогащения руд месторождения Акжал

Наименование продукта	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
Концентрат 1	0,080	510	29,14
Концентрат 2	0,143	507	51,77
Итого концентрат	0,223	508	80,91
Хвосты	99,777	0,27	19,09
Исходная руда	100,00	1,4	100,00

Данная технология может быть рекомендована для исследования возможностей обогащения других упорных мышьяковистых и сурьмянистых руд благородных металлов.

УДК 622.7:504.064.43

ОБЗОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ВЫДЕЛЕНИЯ ЦЕННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ОТХОДОВ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ ТЭС

Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Гольберг Г.Ю., Лусинян О.Г.
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика
Н.В. Мельникова РАН, г. Москва, Россия

В связи с ростом объемов добычи угля в России и одновременным отсутствием экономической заинтересованности теплоэлектростанций (ТЭС) в переработке золоотвалов в стране высокими темпами происходит увеличение накопления отходов сжигания углей, иначе называемых золошлаковыми материалами. За 10 лет количество техногенных отходов топливно-энергетических полезных ископаемых возросло более чем в два раза (до 3100 млн. т в 2015 г.) [1]. Это привело к заметному увеличению количества разработок их повторного использования. Однако готовые к реализации и уже применяемые технологии – в основном производства компонентов строительных смесей (клинкера, цемента, стеклокерамики) или дорожных отсыпок – не учитывают наличия ценных микроэлементов, сконцентрированных в процессах сжигания углей и улавливания золы в золошлаковых материалах [2-3]. Также предлагается использование золошлаковых отходов в качестве сорбентов [4]. Однако сорбционная емкость их достаточно низка, поэтому их применение ограничено малоконцентрированными сточными водами, например, фенолсодержащими. Следует отметить, что комплексное использование золошлаковых отходов с попутным доизвлечением ценных микроэлементов, в том числе редкоземельных, будет являться доступной альтернативой получения дефицитного минерального сырья, благодаря большим объемам отходов и меньшей себестоимости извлечения редких элементов по сравнению с промышленным получением из руд [5].

Внедрение технологических схем комплексного использования золошлаковых материалов тормозится отсутствием пригодных для промышленной реализации технологических решений, увязанных в единую систему поставщиков сырья и потребителей получаемых продуктов. Это связано с особенностями минерального и химического состава зол и шлаков от сжигания углей и распределением редких элементов и благородных металлов как в органической, так и в минеральной фазах при достаточно низких содержаниях. Содержание редких элементов имеет порядок 10-100 г/т, что на 1-2 порядка ниже, чем в промышленных минералах [6]. По данным

рентгенофазового анализа*, основу золы бурых углей составляет минеральная фаза – алюмосиликатные агрегаты, представляющие собой сплавленные глинистые минералы (муллит, волластонит), минералы класса силикатов с непостоянным составом. В золе также содержатся частицы ангидрита и железа (возможно, сгоревшие сидеритовые конкреции), дегидрат железа с примесью марганца, оксиды кальция, железа, титана, магния, натрия и т.д. Часть редких элементов и благородных металлов находится в органической части золошлаковых отходов (недожоге). При этом зола от сжигания бурых углей представлена материалом с достаточно высокой долей тонких классов крупности – до 60 % класса минус 40 мкм. Извлечение ценных микроэлементов после выщелачивания затруднено из-за влияния вторичной сорбции. Предварительная обработка золошлаковых материалов перед выщелачиванием является необходимой как для отделения дополнительных продуктов, которыми могут являться силикатные микросферы, магнитный и углеродсодержащий концентраты, так и для повышения степени извлечения ценных микроэлементов.

Анализ вариантов способов подготовки золошлаковых материалов к выщелачиванию ценных микроэлементов в зависимости от их содержания по фракциям показал, что наиболее часто предлагаемыми техническими решениями являются:

1) выделение магнитного концентрата с содержанием железа порядка 60 % и выше и кремния порядка 8 % (состоит из шарообразных магнитных агрегатов и окалина) сухой или мокрой магнитной сепарацией при исходном содержании железа порядка 10 % и выше по Fe_2O_3 ; концентрат может быть затем использован при производстве ферросилиция и др.

2) выделение недожога (углеродного концентрата) из классифицированных золошлаковых отходов флотацией в щелочной среде с извлечением 60-80 % (выход 8 % и выше) при исходном содержании углерода 5-20 %, сконцентрированного в крупной фракции плюс 80 мкм (при этом в исходном шлаке содержание углерода выше, чем в золе). Концентрат с содержанием углерода порядка 40-50 % может быть затем подвергнут выщелачиванию ценных микроэлементов или сразу использован как дополнительное топливо;

3) спекание с щелочными компонентами при температурах порядка 1000-1500 °С с получением более легко выщелачиваемых алюминатов и силикатов.

Выщелачивание редких элементов из золы бурых углей 100-200 г/л растворами серной или соляной кислот наиболее эффективно при повышении температуры минимум до 40-50 °С, времени процесса 30-60 мин, Т:Ж=1:4-1:5. Степень извлечения иттрия и скандия составляет 95-96 % и 85-90 % соответственно [9] при использовании 100 г/л HCl, церия –

* Анализ проведен в Центре изучения природного вещества ИПКОН РАН.

82-90 % при использовании подогретого до 85 °С 200 г/л раствора H₂SO₄ и добавки 50 г/л NaCl. В качестве выщелачивающего реагента используют в основном серноокислотные растворы, поскольку они наиболее доступны и не переводят в раствор сульфаты сопутствующих элементов [8].

Выщелачивание редких элементов из золы 50-250 г/л щелочными растворами (в основном карбоната или гидрокарбоната натрия) имеет те же способы повышения извлечения, что и кислыми растворами. За три стадии выщелачивания при 50 °С можно получить продукт с содержанием оксида скандия 26-27 %. При повышении температуры до 85 °С в раствор извлекается 56 % галлия с концентрацией 5 мг/л, а также частично кремний (до 50 % SiO₂, содержание 60 г/л) и незначительная часть алюминия (5,5 %).

В связи с низкими содержаниями редких элементов в растворах выщелачивания основными техническими решениями по их концентрированию являются методы экстракции или ионной флотации с использованием додецилсульфата натрия с получением концентратов с содержанием РЗЭ порядка 800 г/т [6], методы сорбции с использованием катионообменных сорбентов, например, КУ-2-8П в Н⁺-форме при рН 2,5, позволяющие извлечь 85 % скандия и отделить его от кальция при элюировании, а затем осадить в виде оксалата [7]. При этом основная часть алюминия и железа не переходит в раствор.

Для последующего наиболее полного выщелачивания алюминия, кремния и железа возможно использование концентрированной плавиковой кислоты [9]. Процесс выщелачивания при Т:Ж=1:10 проходит за 5-10 мин, степень извлечения алюминия – 91 %, кремния – 98,5 %, железа – 94,4 %. Если предварительно не извлекать редкие элементы, они переходят в шлам. Несмотря на кажущуюся экзотичность, подобные технологические решения позволяют иметь высокие экономические показатели благодаря замкнутости процесса, комплексности использования сырья, применению стандартного технологического оборудования [10].

Выщелачивание после спекания золы с щелочными компонентами позволяет получать после водного выщелачивания отдельно силикатный продукт, пригодный далее для производства гидратированного оксида кремния ("белой сажи") осаждением кислотой, являющийся основой различных наполнителей, а его кек – после щелочного выщелачивания – алюминийсодержащий продукт, из которого можно извлечь концентрат редких элементов (галлия, германия) перед отправкой на производство глинозема. Данная технология разработана в ИВТАНе [11]. Технология позволяет комплексно переработать золу с получением товарных продуктов, но достаточно энергоемка, требует больших капитальных затрат и желательной близости глиноземного завода. ИМЕТ РАН разрабатывает менее энергоемкий вариант солянокислого автоклавного выщелачивания с использованием алюминийсодержащего раствора в качестве смешанного коагулянта

для очистки растворов. Таким образом, последовательность основных технологических операций при комплексной переработке золошлаковых отходов должна выбираться исходя из экономической целесообразности [12] выделения дополнительных концентратов и доизвлечения ценных микроэлементов.

Работа выполнена при частичной поддержке Программы фундаментальных исследований Президиума РАН 2018–2020 гг. № П 39.

Список литературы

1. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2015 году». – М.: Минприроды России; НИА-Природа. – 2016. – 639 с.
2. Зырянов В.В., Зырянов Д.В. Зола уноса – техногенное сырье. - М.: ИПЦ "Маска". – 2009. – 320 с.
3. Герасимова Н.П. Зола уноса как сырье для производства бетонных блоков при решении экологической проблемы утилизации золошлаковых отходов ТЭЦ // Вестник ИрГТУ. – 2016. – № 6 (113). – С. 122–127. DOI: 10.21285/1814-3520-2016-6-122-127.
4. Федорова Н.В., Шафорост Д.А., Кривобок Е.А. О возможности использования золошлаковых отходов угольных электростанций Ростовской области в качестве углеродсодержащих сорбентов // Экология пром. пр-ва. - 2015. – № 3 (91). – С. 2-7.
5. Мартыянов В.Л., Чувилов С.С. Обоснование рационального порядка разработки угольных месторождений // Инновации в угольной отрасли и экономике Кузбасса. – 2011. – С. 198-203.
6. Черкасова Т.Г., Васильева Е.В., Тихомирова А.В., Бобровникова А.А., Неведров А.В., Папин А.В. Угольные отходы как сырье для получения редких и рассеянных элементов // Вестник Кузбасского ГТУ. – 2016. – № 6. – С. 185-189.
7. Шабаров А.Н., Николаева Н.В. Комплексное использование отходов переработки теплоэлектростанций // Записки Горного института. – 2016. – Т. 220. - С. 607-610. DOI 10.18454/PMI.2016.4.607.
8. Пашков Г.Л. Зола природных углей – нетрадиционный сырьевой источник редких элементов // Соросовский образоват. журнал. – Т. 7. – № 11. – 2001. – С. 67-72.
9. Адеева Л.Н., Борбат В.Ф. Зола ТЭЦ – перспективное сырье для промышленности // Вестн. Ом. ун-та. 2009. № 2. С. 141–151.
10. Римкевич В.С., Сорокин А.П., Гиренко И.В. Фторидная технология переработки кианитовых концентратов с комплексным извлечением ценных компонентов // ГИАБ, 2014. № 7. – С. 137-147.
11. Ежова Н.Н., Власов А.С., Сударева С.В., Делицын Л.М. Золошлаковые отходы тепловых электростанций - ценный сырьевой ресурс для черной и цветной металлургии // Экология промышл. пр-ва. – 2010. – № 2. – С. 45-52.
12. Салихов В.А. Геолого-экономическая и экономическая (стоимостная) оценка цветных и редких металлов, содержащихся в углях и золошлаковых отходах углей // Вестник Томского гос. ун-та. Экономика. – 2014. – № 1 (25). – С. 123-138.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ СУРЬЯНОГО СЫРЬЯ И ПОЛУПРОДУКТОВ ПРОИЗВОДСТВА С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ СУРЬМЫ

Бошняк М.В., Лобанов В.Г.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Сурьма и огромное количество ее соединений находят очень широкое применение в наши дни в таких отраслях промышленности как машиностроение, приборостроение, производство спичек, красок и химических реагентов. Помимо этого, из-за своих уникальных химических и физических свойств сурьма может усиливать твердость других металлов. На сегодняшний день Россия по объему производства занимает второе место в мире со значением 6500 тонн в год, уступая только Китаю [1].

Для того чтобы повысить объемы отечественного сурьмяного производства требуется проводить поиск и разработку новых месторождений и методов производства сурьмы из данных месторождений.

Современные сурьмяные производства в основном используют пиromеталлургические технологии переработки сырья, которые обладают огромным количеством недостатков, основными из которых являются: установка сложных систем по очистке газов; низкий процент извлечения ценного компонента; производство черновой сурьмы с высоким содержанием примесей; высокие затраты на рафинирование металла [2].

Для того чтобы не сталкиваться с данными проблемами множество предприятий стараются переходить на гидрометаллургическую схему переработки. Однако традиционное выщелачивание с последующей электроэкстракцией отличается очень низким извлечением сурьмы в металл. Кроме того, при использовании традиционных гидрометаллургических методов образуется огромное количество отходов, которые очень сильно ухудшают экологическую обстановку. Экологический вопрос является главной причиной разработки новых технологий и методов переработки сурьмяного сырья, которые будут менее энергозатратными и более экологически чистыми. Также для того чтобы повысить экологичность производства требуется расширять имеющуюся ресурсную базу за счет накопившихся в огромных размерах производственных отходов и полупродуктов сурьмяного производства [3].

Для проведения исследований по разработке новой технологии переработки сурьмяного сырья были проведены исследования по восстановительному выщелачиванию концентрата со следующим химическим составом, %: 58,5 Sb; 0,361 As; 0,006 Bi; 0,007 Cu; 0,196 Pb; 0,002 Se; 6,261 Fe; 24,885 S; 4,562 SiO₂; 5,22 прочие.

Добавление восстановителя в раствор дает возможность совмещения операций выщелачивания и цементации сурьмы из раствора в виде порошка. В ходе проведения исследований изучили принципиальное действие восстановителя, оценили достоинства и недостатки данной технологии переработки сырья, а также изучили факторы, влияющие на степень извлечения и качества ценных компонентов.

В качестве восстановителей были рассмотрены гидразин, мочевины, алюминиевый порошок и глюкоза. Перед проведением выщелачивания провели термодинамический анализ взаимодействия сульфида сурьмы с представленными восстановителями в диапазоне температур 10-100 °С. По результатам анализа установили, что самым высоким и стабильным значением энергии Гиббса обладает реакция взаимодействия сульфида сурьмы с алюминиевым порошком. На этом основании в качестве восстановителя для проведения выщелачивания был выбран вторичный алюминиевый порошок, содержание алюминия в котором составляет 93 %.

Эксперименты по восстановительному выщелачиванию сурьмяного концентрата проводились в слабом щелочном растворе с добавлением алюминиевого порошка. Изучали влияние температуры, удельного расхода восстановителя, концентрации щелочи, интенсивности перемешивания и продолжительности процесса на степень извлечения сурьмы в металл.

Для того чтобы обеспечить твердофазное восстановление сурьмы, требуется подобрать такую концентрацию щелочи, при которой растворение алюминиевого порошка было бы минимальным. Экспериментальным путем было установлено, что в диапазоне концентраций 30-50 г/дм³ наблюдается минимальное растворение алюминия.

Важным фактором, оказывающим сильное влияние на процесс восстановления, является продолжительность процесса. Было установлено, что с увеличением времени выщелачивания степень извлечения сурьмы увеличивается. Максимальное извлечение достигается при 90 мин, именно это значение продолжительности можно считать оптимальным для восстановления сурьмы.

На основании всех предварительных экспериментов были определены условия, позволяющие организовать процесс восстановительного выщелачивания с максимальным извлечением сурьмы в металл 94,5 %. Продуктом восстановительного выщелачивания является кек, который содержит до 85 % сурьмы. Дальнейшая плавка таких кеков позволяет получить металлическую сурьму в виде слитков.

Для дальнейшего усовершенствования и унификации предлагаемой технологии требуется проведение исследований, результатом которых будет являться снижение расхода щелочи на выщелачивание; возвращение в оборот маточных растворов и промывных вод, а также доработка плавильных шлаков.

Список литературы

1. Чижигов Д.М. *Металлургия тяжелых цветных металлов* / Д.М. Чижигов. – Москва: Metallurgizdat, 1997. – 258 с.
2. Федорчук В.П. *Методика поисков и разведки скрытого ртутносурьмяного оруднения* / В.П. Федорчук. – Москва: Недра, 1964. – 367 с.
3. *Процессы и аппараты цветной металлургии: учебник* / С.С. Набойченко, Н.Г. Агеев, С.В. Карелов, С.В. Мамяченков, В.А. Сергеев; под общей ред. С.С. Набойченко. – Екатеринбург: Издательство Урал. ун-та, 2013. – 699 с.

УДК 669-1

ПЕРЕРАБОТКА ШЛАМОВ ГАЛЬВАНИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО НИКЕЛЯ

Бошняк М.В., Галимьянов А.Р., Колмачихина О.Б., Лобанов В.Г.
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Использование никеля для защиты стальных изделий методом гальваники позволяет получить прочные, коррозионностойкие и красивые покрытия. Но в этом случае образуется большое количество сточных вод и отработанных электролитов, требующих утилизации. Перед утилизацией необходимо нейтрализовать стоки и электролиты, а также очистить их от загрязняющих металлов. Самая широко используемая для этих целей технология включает в себя операции нейтрализации сточных вод и осаждение из них тяжелых металлов в виде гидроксидов. Очищенные воды возвращаются в оборот или сбрасывают в водоемы, а отфильтрованный осадок (шлам) подлежит утилизации. Эти шламы, имеющие очень сложный состав (они представляют собой гидроксиды различных тяжелых металлов – никеля, хрома, цинка, меди, железа и др. с атомной массой более 40 и имеют влажность 40 - 80 %), являются промышленными отходами. В соответствии с Федеральным классификационным каталогом эти отходы относятся к 2-3-му классу опасности, т.к. являются источником поступления в окружающую среду ряда вредных элементов, в том числе металлов (Ni, Cr, Zn, Cu, Fe, и др.) [1].

Проблема захоронения гальваношламов в том, что соединения, входящие в состав шламов, будучи нерастворимыми в воде, растворяются уже при небольшом ее подкислении, например, происходящем под воздействием кислотных дождей. Поэтому подобные отходы нельзя вывозить на открытые шламохранилища. Современными отечественными природоохранными документами предписано герметично упаковывать их в полиэтиленовые мешки и хранить «до востребования» на предприятии или вы-

возить в такой упаковке на специально оборудованные полигоны. Кроме того, на сегодняшний день имеется ряд старых шламохранилищ, куда складировали шламы без всякой упаковки. Подобные шламохранилища занимают значительные площади, загрязняют окружающую среду, а общее количество металлов, заключенное в этих шламохранилищах, весьма велико. Поэтому актуальной остается задача переработки подобного техногенного сырья [2].

Шламы гальванического производства считаются крупнотоннажными отходами сложного состава, и для их утилизации требуется разрабатывать такие технологии, которые будут отвечать современным экологическим требованиям. С учетом того, что содержание цветных металлов в подобных шламах зачастую выше, чем в рудах, подобные материалы можно отнести к категории техногенного сырья. Интерес представляют технологии, позволяющие переработать шламы с получением товарного металла – никеля [3].

С этой целью были исследованы пробы шламов гальванического производства, отобранные на старом шламохранилище в Ульяновской области. В настоящее время складирование шламов здесь не производится.

Исходная проба представляла собой влажный материал без видимых крупных включений почвы, гальки и песка. Перед проведением исследований пробу материала усреднили и подвергли сушке в сушильном шкафу до постоянной массы. Температура сушки 105 °С. После сушки материал подвергли повторному усреднению и отобрали малую лабораторную пробу массой 200 г для проведения ситового анализа. Усредненная малая проба шлама представлена на рисунке 1.

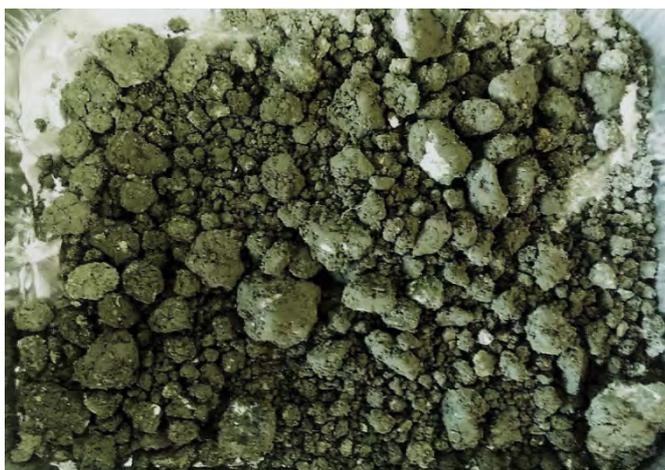


Рисунок 1 – Усредненная общая проба № 1

Крупные куски шлама, видимые на рисунке 1, легко рассыпаются при небольшом механическом воздействии. При проведении ситового анализа из-за вибрации сит они распались на мелкие частицы.

Определен гранулометрический состав пробы, выполнена оценка распределения никеля по классам крупности. Анализ проводили на атомно-абсорбционном спектрофотометре AAS vario 6 фирмы «Analytik Jena AG» по стандартной методике.

Результаты ситового и химического анализов фракций гальваношламов приведены в таблице 1 и на рисунке 2.

Таблица 1 – Фракционный анализ гальваношлама проба № 1

Фракция, мм	Выход фракции, %	Содержание никеля во фракции, %	Распределение никеля по фракции, %
+1	8,8	4,2	9,8
-1 +0,63	8,6	5,0	11,2
-0,63 +0,4	11,5	5,1	15,5
-0,4 +0,315	8,9	2,9	6,8
-0,315 +0,25	8,3	2,9	6,4
-0,25 +0,1	24,2	3,4	21,4
-0,1 +0,089	23,6	3,0	18,8
-0,089	6,2	3,4	5,6

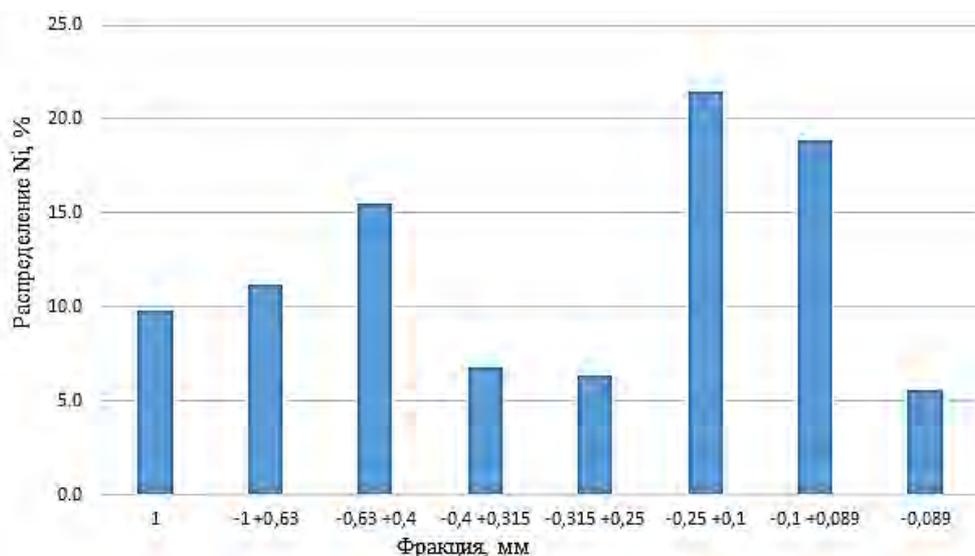


Рисунок 2 – График распределения никеля по фракциям пробы № 1

Анализируя полученные данные видно, что в данных шламах отсутствуют крупные фракции, никель содержится в каждой фракции в диапазонах от 3 до 5 %, поэтому исключение какой-либо фракции из процесса переработки является нежелательным.

Фазовый состав пробы исследовали методом порошковой дифракции с использованием рентгеновского дифрактометра XRD–7000S (монохроматическое $\text{Co } K_{\alpha}$ -излучение). Последующая идентификация фаз проведена с привлечением базы данных МИНКРИСТ. Результаты рентгенофазового анализа представлены на рисунке 3.

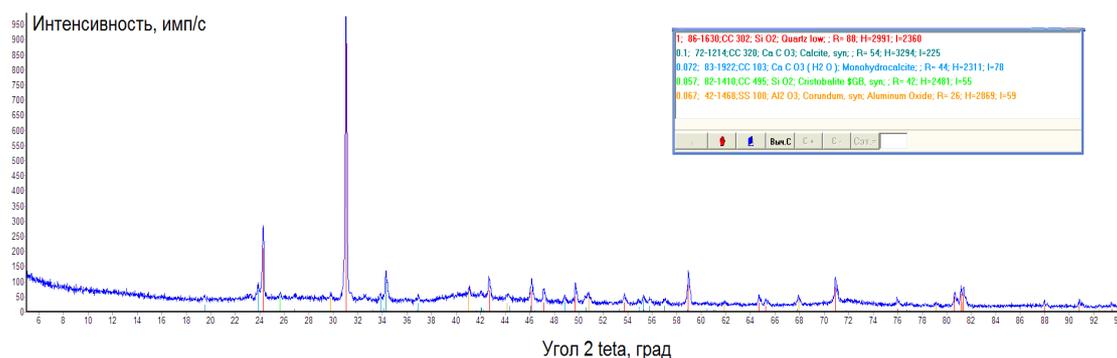


Рисунок 3 – Дифрактограмма пробы гальваношлама

Основными фазами являются кварц и его полиморфная модификация – кристобалит, кальцит (безводный и моногидрат), полевой шпат, корунд, а также ряд оксидных соединений, в том числе гидратированные алюмосиликаты, хромит никеля и оксид цинка (вероятно, цинкит).

Таким образом, часть цветных металлов в гальваношламе находится в форме индивидуальных соединений (цинк – в цинките, никель – в хромите никеля). В то же время никель, медь и цинк в качестве изоморфных включений входят в решётку сложных оксидных соединений (силикатов и хромшпинелидов). В связи с этим невозможно сделать однозначный вывод о перспективах применения для металлургической переработки гальваношлама методов пиро- или гидрометаллургии.

Так, применительно к гидрометаллургическим схемам присутствие труднорастворимых хромшпинелидов потребует осуществления процесса выщелачивания при повышенных температурах и расходах серной кислоты. Что касается пирометаллургического метода, то сложность минерального состава гальваношлама указывает на необходимость изучения температурных режимов плавки на штейн, установления оптимальных расходов флюса, сульфидизатора и восстановителя. Следовательно, необходимо продолжение исследований в направлении лабораторного моделирования базовых переделов как гидрометаллургического (выщелачивание – переработка продуктивных растворов), так и пирометаллургического (восстановительно-сульфидирующая плавка на штейн – конвертирование штейна) циклов.

Список литературы

1. Наркович И.П. Классификация промышленных отходов // Химическая промышленность. – 1988, 4, с 51-54.
2. Переработка промышленных отходов. Бобович Б. Б. Учебник для вузов. – М.: «СП Интернет Инжиниринг», 1999. – 445 с.
3. Ямпольский А.М., Ильин В.А. Краткий справочник гальванотехника. Первое издание. – Л.: Машгиз, 1962. – 469 с.

ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ ЖАРОПРОЧНЫХ НИКЕЛЕВЫХ СПЛАВОВ

**Красиков С.А.¹, Жилина Е.М.¹, Агафонов С.Н.¹, Жидовинова С.В.¹,
Русских А.С.¹, Москвина М.А.²**

¹ФГБУН Институт металлургии УрО РАН, ²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

Редкие металлы в большой степени определяют развитие таких важных областей как электровакуумная техника, полупроводниковая электроника, атомная энергетика, авиа- и ракетостроение, а также производство специальных сталей, твердых, жаропрочных и антикоррозионных сплавов. К числу особенно востребованных можно отнести редкие тугоплавкие переходные металлы, которые образуют сплавы с формированием интерметаллических соединений и твердых растворов, характеризующихся высоким межмолекулярным сцеплением атомов в кристаллах. Высокие темпы развития перечисленных отраслей техники определяют непрерывно возрастающий спрос на редкие металлы, что предусматривает дальнейшее расширение их выпуска. Решение данной проблемы может быть реализовано путем максимального использования вторичного сырья редких тугоплавких металлов, что в значительной мере позволило бы снизить их дефицит на российском рынке. Из наиболее значимых видов вторичного сырья редких тугоплавких металлов следует отметить различные виды металлических отходов, содержащих, например, W, Nb, Ta, Re. Одним из перспективных направлений в технологии переработки таких отходов являются процессы, основанные на электрохимических подходах, позволяющих осуществлять их регенерацию с получением товарной продукции [1]. Сравнительно невысокая производительность подобных способов в данном случае не имеет принципиального значения из-за относительно небольшого объема отходов.

При переработке отходов многокомпонентных металлических сплавов, отличающихся высокой прочностью, известны разработки, связанные с растворением этих материалов методом электролиза в растворах кислот и позволяющие селективно переводить ценные редкие и цветные металлы в разные продукты. При удачном подборе электролита, температуры, условий перемешивания и электрических параметров электрохимический способ позволяет переводить металлы в раствор и шлам с перспективой дальнейшей переработки этих продуктов [1-4].

Целью данного исследования являлось изучение распределения металлов между твердой и жидкой фазами при электрохимическом растворении отходов жаропрочных никелевых сплавов в сернокислых растворах.

Были апробированы варианты анодного растворения в растворах серной кислоты жаропрочного сплава на никелевой основе, используемого

для изготовления лопаток газотурбинных двигателей с содержанием, мас. %: 5.0 *Cr*, 9.3 *Co*, 1.1 *Mo*, 8.5 *W*, 6.0 *Al*, 4.0 *Ta*, 1.6 *Nb*, 4.0 *Re*, 57.4 *Ni*.

Термодинамическое моделирование взаимодействия никелевого сплава с растворами серной кислоты выполнялось с использованием программы HSC – 6.1 [5], которая позволяет рассчитать равновесный состав образующихся продуктов в многокомпонентных системах. В программе задается исходный состав взаимодействующих фаз, а также условия исследования, например, изменение температуры или концентрации одного из веществ. Расчет основан на принципе минимизации свободной энергии всей системы.

Термодинамическая оценка взаимодействий сплава с растворами серной кислоты с увеличением температуры от 20 до 90 °С показала рост переходящего в твердый осадок алюминия и хрома в виде гидроксидов, а также никеля в металлической и сульфатной (Ni_2SO_4) формах и вольфрама в виде оксида WO_3 . Рост соотношения масс H_2SO_4 и твердой фазы влиял на увеличение перехода в твердый осадок алюминия и хрома в виде гидроксидов и тантала и вольфрама в оксидной форме.

Эксперименты проводили по следующей методике. Электролизер состоял из стеклянной электролитической ванны и электродов. В качестве электролита был выбран раствор серной кислоты. Объем раствора в эксперименте составлял 500 мл. В качестве расходимого анода использовали сплав вышеуказанного состава с площадью около 10 cm^2 . Используемую для растворения лопатку крепили в медной пластине. При использовании источника питания Б5-70 через электролит пропускали постоянный электрический ток с величиной от 0,5 до 5 А. Плотность тока равнялась около 0,49 A/cm^2 . Катодом служила пластина из нержавеющей стали, массой 19,55 г. Расстояние между катодом и анодом составляло 1 см. Напряжение равнялось 30 В. Для интенсификации диффузионных процессов использовалась магнитная мешалка ЭКРОС ES-6120 с возможностью равномерного подогрева раствора. Функции нагрева и перемешивания можно было использовать как одновременно, так и по отдельности. Скорость перемешивания при комнатной температуре составляла 50 об/мин. Масса анодов и объем раствора электролита фиксировали до и после опыта.

Термодинамические расчеты коррелировали с экспериментальными данными. По результатам анодного растворения образцов под плотностью тока 0,2-0,5 A/cm^2 в течение около двух часов установлено, что при проведении процесса в растворах серной кислоты с концентрацией H_2SO_4 49-196 г/л в раствор электролита переходили преимущественно *Re*, *Co*, *Cr*, а в шлам – *W*, *Ta*, *Nb* (таблица 1). Никель, кобальт, молибден и алюминий в существенных количествах переходили как в шлам, так и в раствор. Шлам был в виде дисперсного материала крупностью 50-200 мкм, что удобно для его последующей переработки на выделение и разделение металлов по известным технологиям. По результатам рентгенофазового ана-

лиза (рисунок 1) было выявлено, что наибольшая интенсивность пиков дифрактограмм соответствовала твердому раствору вольфрама в никеле. Также были обнаружены молибден и оксидная фаза тантала.

Таблица 1 – Распределение элементов по продуктам после электролиза сплава в растворе H_2SO_4 , %

Материал	Ni	Co	Re	W	Ta	Nb	Cr	Al	Mo	Fe
H_2SO_4	51.3	70.2	90.1	4.2	5.5	1.0	92.2	54.3	40.1	90.8
Шлам	49.1	29.8	9.4	89.9	92.2	98.6	8.5	43.6	60.9	9.1

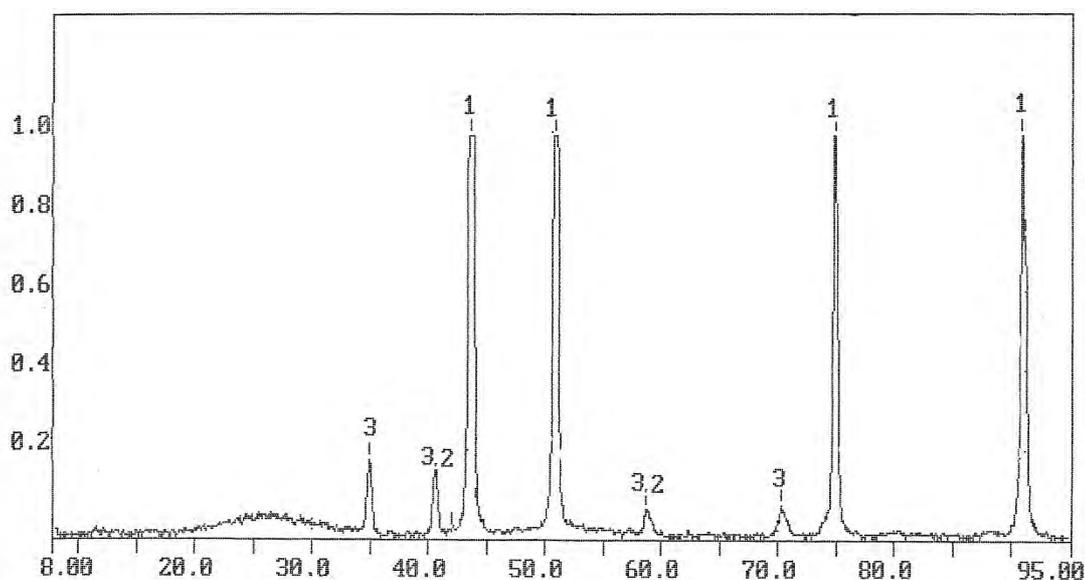


Рисунок 1 – Результаты рентгенофазового анализа образца шлама:
1 – $Ni_{0.92}W_{0.08}$; 2 – Mo; 3 – TaO

Осуществление процесса электролиза в растворе серной кислоты позволяет при последующей переработке электролита выделять рений в полупродукт в виде перрената аммония, пригодный для изготовления ренийевых катализаторов [5].

Выполненное исследование может служить научной основой для разработки перспективных технологий переработки металлических отходов жаропрочных сплавов, позволяющих извлекать и разделять ценные редкие и цветные металлы.

Выполненные расчеты и эксперименты проводились на оборудовании ЦКП “УРАЛ-М” ИМЕТ УрО РАН.

Работа выполнена при финансовой поддержке УрО РАН по проекту №18–5–3-37 Комплексной программы Уральского отделения РАН

Список литературы

1. Палант А.А., Павловский В.А. Физико-химические и технологические основы электрохимической переработки отходов металлического вольфрама // Технология металлов. 2003. №11. С. 3-7

2. Касиков А.Г., Петрова А.М. Рециклинг рения из отходов жаропрочных и специальных сплавов // Технология металлов. 2010. № 2. С. 2-12

3. Палант А.А., Брюквин В.А., Грачева О.М. Электрохимическая переработка отходов сплавов вольфрам-рений под действием переменного тока промышленной частоты // Электротехнология. 2005. № 5. С. 31-34

4. Палант А.А., Левчук О.М., Брюквин В.А., Левин А.М., Парецкий В.М. Комплексная электрохимическая переработка металлических отходов ренийсодержащего жаропрочного никелевого сплава в сернокислых электролитах // Электротехнология. 2010. № 7. С. 29-33.

5. Красиков С.А., Пономаренко А.А., Агафонов С.Н., Чупахина Т.И., Базуев Г.В., Пономарева М.А. Переработка отходов жаропрочных сплавов с получением полупродукта для изготовления рениевых катализаторов // Материалы 2-й Российской конференции с международным участием «Новые подходы в химической технологии минерального сырья. Применение экстракции и сорбции», Санкт-Петербург, 03-06 июня 2013 г., часть 2, Апатиты: Изд. Кольского научного центра РАН, 2013. С. 142-143.

УДК 628 543

ПЕРЕРАБОТКА РТУТЬСОДЕРЖАЩИХ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ

Остапчук Д.Е., Домрачева В.А., Трусова В.В.

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Россия

Сегодня экологический кризис ставит под угрозу возможность устойчивого развития человеческой цивилизации. Дальнейшая деградация природных систем ведет к дестабилизации биосферы, утрате ее целостности и способности поддерживать качества окружающей среды, необходимые для нормальной жизнедеятельности обитателей различных экосистем.

В настоящее время актуальной становится проблема загрязнения окружающей среды тяжелыми металлами, в частности ртутью, поступление которой имеет как естественное, так и техногенное происхождение. Ртуть занимает приоритетное место по токсичности для гидробионтов и человека. При миграции и трансформации в водной экосистеме она аккумулируется в виде высокотоксичных соединений. Накопление ртути в биоте замедляет обменные процессы, ослабляет защитные функции крови, нарушает нормальное функционирование нервной системы.

В Иркутской области наряду с загрязнением водоемов существует проблема загрязнения ртутью техногенных отходов, источниками которых являются химические предприятия (Саянскхимпласт и Усольехимпром). Поэтому проблема очистки техногенных отходов от ртути в Иркутской области является актуальной.

Выщелачивание ртути из техногенного сырья с использованием азотной кислоты позволяет получить техногенные сточные воды, где ртуть содержится в основном в виде ионов Hg^+ , Hg^{2+} .

На сегодняшний день существует множество способов извлечения ионов ртути из стоков промышленных предприятий. При сульфидном методе очистки металлическая ртуть не улавливается или улавливается частично, увлекаясь образующимися осадками сульфида ртути или гидроксиды железа при добавлении хлоридов железа [1].

Также для очистки сточных вод от соединений ртути часто применяют метод восстановления. Соединения восстанавливают до металлического состояния, а образовавшуюся ртуть отделяют от воды (отстаиванием, фильтрованием или флотацией) [2]. В качестве реагента-восстановителя используют алюминиевую пудру, железный порошок, гидросульфид натрия, гидразин, сульфид железа и др.

Еще одним из эффективных способов очистки производственных сточных вод, отличающихся высокой токсичностью, является ионный обмен. Ионитами возможно извлекать из сточных вод соединения мышьяка и фосфора, цианистые соединения и радиоактивные вещества, а также хром, никель, цинк, свинец, медь, ртуть и другие металлы [1].

В настоящей работе предлагается использовать сорбционный метод очистки техногенных сточных вод от ртутных загрязнений. В качестве сорбентов предлагается использовать углеродные сорбенты на основе бурых углей Иркутского угольного бассейна – сорбент АБЗ и промышленный сорбент КАД-йодный на основе каменных углей Кузнецкого бассейна. Данный метод позволит достичь остаточного содержания ионов ртути по ПДК ($0,0005 \text{ мг/дм}^3$ [3]). Исследования проводили на модельных растворах с концентрацией ртути 4,5-10 мг/л. По предварительным данным динамическая емкость сорбентов по ртути составила 3,4-4,9 мг/г для КАД-йодного и 3,0-13,7 мг/г для сорбента АБЗ.

Список литературы

1. Домрачева В.А., Федотов К.В., Трусова В.В. Сорбционная очистка сточных вод: Монография. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2017 – 165 с.
2. Инженерная защита поверхностных вод от промышленных стоков: Учеб. пособие/ Д.А. Кривошеин, П.П. Кукин, В.Л. Лапин и др. – М.: Высшая школа, 2003. – 344 с.: ил.
3. ГН 2.1.5.1315—03 Предельно-допустимые концентрации (ПДК) химических веществ в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования (актуализация 01.01.2018 г.).

ВОЗМОЖНОСТЬ ПЕРЕРАБОТКИ ОБЕССУРЬМЯНИСТЫХ КЕКОВ УДЕРЕЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЗОТНОКИСЛОТНЫМ СПОСОБОМ

**Дизер О.А.¹, Русалев Р.Э.², Рогожников Д.А.¹, Набойченко С.С.¹,
Дзгоев Ч.Т.³, Евтушевич И.И.³**

¹ ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург,

² ООО «ЕЗ ОЦМ-ИНЖИНИРИНГ», г. Верхняя Пышма,

³ ООО «Новоангарский обогатительный комбинат», г. Красноярск, Россия

В данный период времени остается всё меньше легкообогатимого сырья, большинство предприятий вынуждены работать с упорными рудами и концентратами. Одним из основных факторов упорности данного сырья является золото, которое находится в тонковкрапленном состоянии. Золото в таком сырье может быть связано с сульфидами или пустой породой. В случае тесной ассоциации золота с кварцем такие руды перед цианированием чаще всего подвергаются тонкому измельчению. Также золото может быть связано с сульфидами – пиритом, арсенопиритом, стибнитом и др. Для его извлечения необходимо разрушить кристаллическую решетку этих минералов.

Известно множество методов переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов. Наиболее распространенными являются: окислительный обжиг, ультратонкое измельчение, бактериальное выщелачивание, автоклавное окисление, азотнокислотное выщелачивание. Все эти способы не лишены недостатков.

Например, для полного окисления сульфидов при окислительном обжиге необходимо строго выдерживать температуру в интервалах 550-650 °С. При более высоких температурах может происходить спекание материала, что впоследствии негативно сказывается на извлечении золота из огарка.

При ультратонком измельчении, например, в процессе Albion, происходит изменение физического состояния минералов за счет воздействия на них больших механических нагрузок. При переработке подобных сульфидных концентратов данным способом возможно образование большого количества элементарной серы. Для данной операции характерны высокие энергетические затраты.

Недостатком бактериального выщелачивания являются высокие требования к условиям жизнедеятельности микроорганизмов. Помимо этого – низкая скорость окисления, возможность образования элементарной серы, приводящей к увеличению расхода цианида на стадии цианирования.

Автоклавное окисление позволяет добиться высокого извлечения целевых компонентов в раствор при повышенных температуре и давлении.

Недостатками процесса являются повышенные требования к аппаратурному оформлению, высокие капитальные затраты.

Азотнокислотные технологии предусматривают вскрытие упорных сульфидных руд в присутствии азотной кислотой и кислорода. При этом наблюдается высокая степень извлечения мышьяка, железа и серы, а также концентрирование золота в кеке. Преимуществом является улавливание нитрозных газов с последующей регенерацией азотной кислоты.

В связи с вышеперечисленным наиболее перспективным для подготовки сырья к цианированию нами выбран способ азотнокислотной переработки.

Исследуемое сырьё представляет собой предварительно обессурмянистый золотосульфидный концентрат крупностью минус 0,074 мкм Удерейского месторождения компании ООО «Новоангарский обогатительный комбинат».

Удерейское месторождение располагается в Мотыгинском районе Красноярского края. Минеральный состав руд характеризуется обычным для сурьмяных месторождений составом. Кроме широко распространенных кварца и антимонита в рудах постоянно присутствует пирит. На отдельных участках встречаются скопления бертьерита, сидерита и арсенопирита. Очень редки сфалерит, халькопирит, блеклая руда, халькостибнит, бурнонит, джемсонит. Отмечается постоянное присутствие тонкодисперсного золота.

В таблице 1 представлен химический состав исследуемого сырья, предварительно подвергнутого выщелачиванию сурьмы сульфидно-щелочным способом.

Таблица 1 – Химический состав обессурмянистого концентрата

Элемент	Al	As	Na	Fe	S	Pb	Sb	Cu	Au, г/т
Масс. %	2,99	13,2	1,84	7,09	24,44	0,04	6,51	0,05	10-15

По результатам рентгенофазового анализа (рисунок 1) установлено, что основными минералами в исследуемом обессурмянистом концентрате являются: кварц (SiO_2) – 46 %, пирит (FeS_2) – 20 %, арсенопирит (FeAsS) – 12 %, тенардит (Na_2SO_4) – 8 %, мусковит ($\text{KAl}[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}]\text{OH}_2$) – 5 %.

Проведены лабораторные исследования по выщелачиванию обессурмянистого золотосодержащего концентрата в азотной кислоте. Для экспериментов были выбраны следующие параметры: масса навески 20 г, отношение Ж:Т в пульпе 4:1, температура 85 °С, время проведения экспериментов 80 мин, концентрация кислоты варьировалась от 200 до 900 г/дм³.

Опыты проводили в реакторе, состоящем из круглодонной колбы и водяного термостата. Перемешивание осуществлялось при помощи магнитной мешалки со скоростью 400 об/мин. В ходе подготовки эксперимента навеску концентрата, при необходимости, распульповывали в воде,

затем постепенно заливали кислоту. По окончании проведения эксперимента раствор выщелачивания фильтровали и анализировали на атомно-абсорбционном спектрометре Analytik Jena novAA 300, кек выщелачивания промывали, сушили и подвергали рентгено-флуоресцентному анализу на спектрометре Axios MAX фирмы PANalytical. Результаты азотнокислотного выщелачивания представлены в таблице 2.

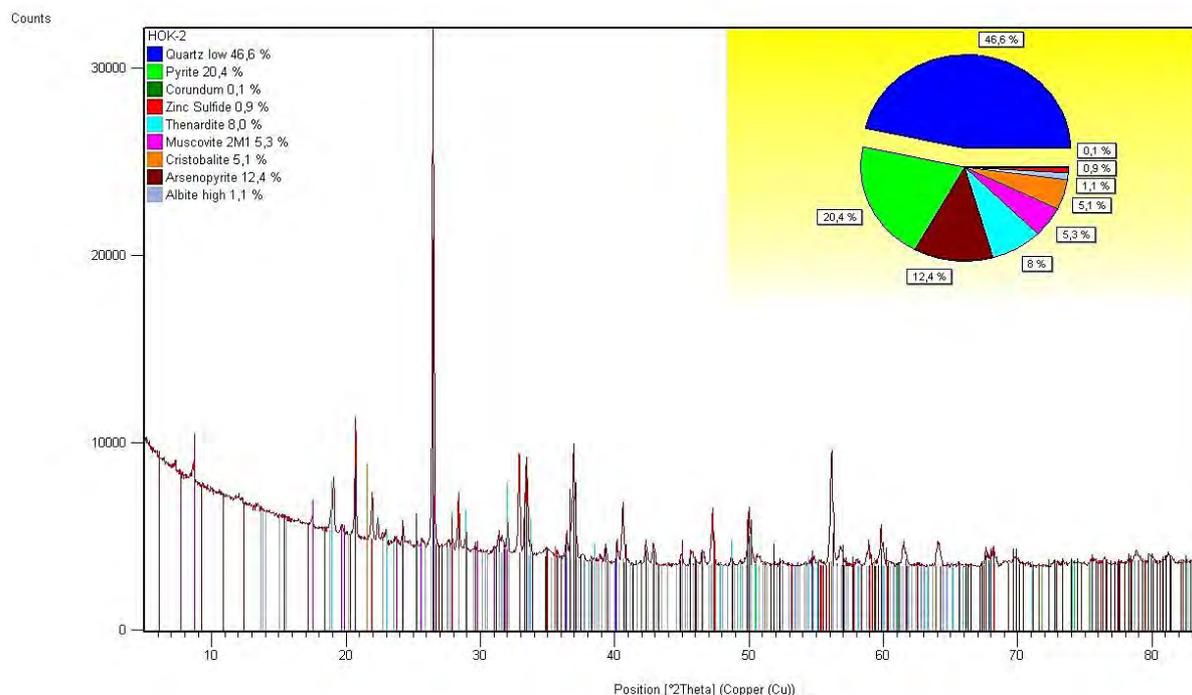


Рисунок 1 – Рентгенограмма фазового состава обесурмянистого концентрата

Таблица 2 – Результаты выщелачивания обесурмянистого концентрата

№ п/п	Концентрация HNO ₃ , г/дм ³	Извлечение, %		
		As	Fe	S
1	200	55,6	45,4	35,9
2	500	85,9	94,6	72,2
3	700	85,7	95,7	78,3
4	900	59,9	96,2	90,1

Установлена зависимость извлечения железа, мышьяка и серы от концентрации азотной кислоты (рисунок 2). На графике видно, что с ростом концентрации до 700 г/дм³ извлечение железа, мышьяка и серы составляет 95,7 %, 85,7 %, 78,3 %, соответственно, при этом убыль массы навески составила 75 %. При концентрации кислоты 900 г/дм³ извлечение мышьяка начинает уменьшаться, в то время как извлечение железа и серы увеличивается.

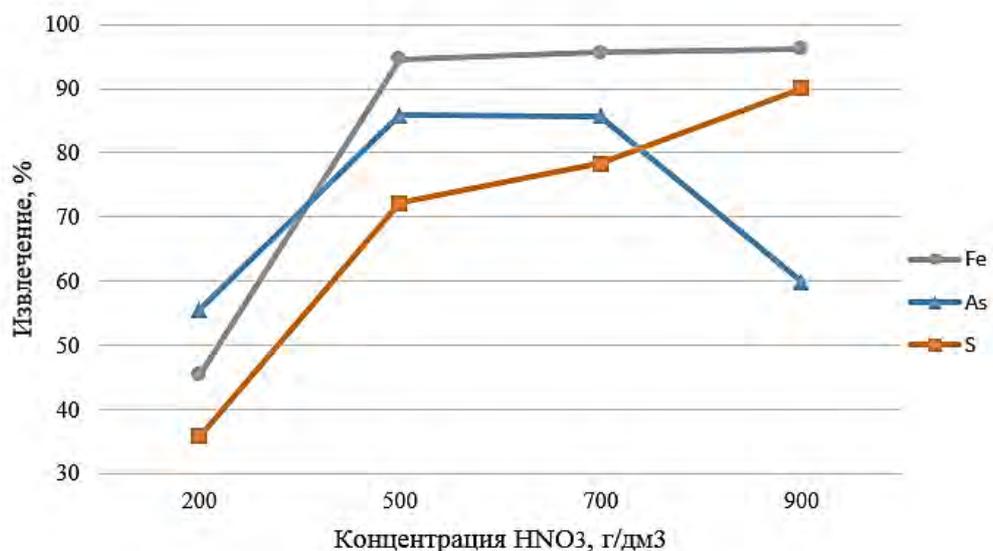


Рисунок 2 – Влияние концентрации кислоты на извлечение Fe, As и S

Выводы

Проведен анализ существующих способов переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов. В качестве основного метода предложено использовать азотнокислотное выщелачивание, так как данный способ позволяет добиться максимального окисления железа, мышьяка, сульфидной серы в атмосферных условиях с возможностью утилизации отходящих нитрозных газов и последующей регенерации азотной кислоты.

По результатам проведенных экспериментов азотнокислотного выщелачивания сделан вывод о высоком извлечении железа, мышьяка и серы в раствор при следующих параметрах: отношение Ж:Т в пульпе 4:1, температура раствора 85 °С, время проведения эксперимента 80 минут, концентрация азотной кислоты 700 г/дм³.

Направлением дальнейших исследований является установление причин снижения извлечения мышьяка в раствор при увеличении концентрации азотной кислоты; изучение поведения золота в кеках азотнокислотного выщелачивания, повышение эффективности его цианирования из кеков.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ РФА И ЭПР ПРИ ГАЗОФАЗНОМ ОКИСЛЕНИИ МЕТАНОЛА В ПРИСУТСТВИИ ОКСИДНЫХ КАТАЛИЗАТОРОВ

Килин А.А.¹, Дашковский В.В.¹, Завьялов С.С.¹, Асадов О. И.¹, Важенин В.А.²,
Суриков В.Т.³, Ганебных И.Н.⁴, Валова М.С.⁴, Баженова Л.Н.⁴, Меньшиков С.Ю.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
²ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», ³Институт химии твердого тела УрО РАН, ⁴Институт
органического синтеза УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Известно, что окисление метанола в газовой фазе (Формокс процесс) на оксидном катализаторе на основе $Fe_2(MoO_4)_3$ при производстве формальдегида и КФК имеет некоторые различия в составе газовой фазы [1]. Эти различия зависят от отношения Fe:Mo в катализаторе. В частности, увеличение содержания железа ведет к большей конверсии исходного субстрата. Однако, содержание углекислого газа в газовой фазе также увеличивается. В то же самое время, увеличение температуры способствует каталитическому разложению формальдегида до CO_2 и воды. Из-за особенностей технологического процесса при производстве КФК по сравнению с производством формальдегида происходят более частые остановки каталитической реакции окисления метанола. В результате происходит более быстрое увеличение содержания железа (II) в катализаторе производства формальдегида по сравнению с катализатором для производства КФК из-за присутствия в составе газовой фазы муравьиной кислоты. Гравиметрический метод, использовавшийся для отработанных катализаторов производства КФК и формальдегида после магнитной сепарации, показал, что вес сильномагнитной фракции, то есть фракции, содержащей железо (III), выше в катализаторе для производства КФК по сравнению с катализатором для производства формальдегида (таблица 1).

Таблица 1 – Гравиметрическое распределение образцов отработанного катализатора на основе $Fe_2(MoO_4)_3$ после магнитной сепарации

Отработанный катализатор	Немагнитный, г (%)	Слабомагнитный, г (%)	Сильномагнитный, г (%)
Формальдегид	31.355 (94.81)	1.043 (3.15)	0.674 (2.04)
КФК	30.465 (89.53)	2.222 (6.53)	1.339 (3.94)

Данные рентгенофлуоресцентного анализа образцов отработанных катализаторов 2014 года, не подвергавшегося магнитной сепарации, свидетельствуют также о большем относительном содержании Mo в отработанных катализаторах с установки получения КФК, по сравнению с

отработанными катализаторами с установки формалина.

Исходный железо-молибденовый катализатор и отработанные катализаторы производства формальдегида и КФК до и после магнитной сепарации были зарегистрированы методом спектроскопии ЭПР, аналогично как ранее для настроенных на ионы Cu (II) сорбентов на основе ПЭПА, были зарегистрированы спектры ЭПР до и после кислородного окисления L-цистеина в присутствии этих медьсодержащих полимеров [2, 3]. В этой связи использование физико-химических методов для изучения, например, супрамолекулярных полиоксометаллатов Мо представляет собой возможность прояснить понимание деталей механизма взаимодействия субстратов с поверхностью гетерогенных катализаторов [4]. Причем поиск более эффективных катализаторов по сравнению с промышленными для реакции парофазного окисления метанола продолжается [5] и связан с использованием наноструктурированных материалов, обладающих большей удельной поверхностью и, следовательно, активностью. Одним из способов получения наноразмерного молибдата железа может быть термодеструкция соответствующих полиоксометаллатов $\text{Mo}_{70}\text{Fe}_{30}$ кеплератного типа. Ранее строение таких соединений и полиоксометаллатов с тороидальной структурой было установлено также с использованием метода спектроскопии ЭПР [6, 7]. Причем для контроля чистоты полученных полиоксометаллатов можно было использовать методы ЯМР ^1H и ^{13}C , так как в состав этих соединений входят ацетатные лиганды [8].

Известно, что метод ядерного магнитного резонанса прочно вошёл в обиход современной химии и в настоящее время широко применяется для рутинных измерений с целью исследования строения и идентификации химических соединений. В то же время изучение комплексов металлов – активных интермедиатов каталитических реакций – с помощью ЯМР зачастую представляет собой нетривиальную задачу, решение которой усложняется многими факторами: реакционной способностью и, следовательно, неустойчивостью и низкой концентрацией; недостаточностью литературных данных; зачастую — парамагнетизмом исследуемых объектов. В последнем случае также необходимо привлекать методы ЭПР, и кроме того ЯМР парамагнитных соединений, которые в ряде случаев могут дать надёжную и даже решающую информацию о строении активных интермедиатов. С помощью методов ЯМР и ЭПР *in situ* можно следить за динамикой протекания процессов (при необходимости варьируя температуру) и таким образом изучать реакционную способность активных частиц [9, 10, 11]. Рисунок 1 показывает, что отработанный катализатор производства КФК также содержит больше железа (III), чем катализатор производства формальдегида. Однако по данным метода ИСП МС сумма ионов железа (II) и (III) была выше в отработанном катализаторе производства формальдегида ($\text{Fe} - 26,5$; $\text{Mo} - 19,2$; $\text{Ca} - 0,07$ %) по сравнению с отработанным

катализатором производства КФК (Fe – 11,1; 12,7; Mo – 30,6; 38,9; Ca – 0,2; 0,12 %). Если сравнить образцы, подвергнутые магнитной сепарации методом ЭПР, то можно увидеть, что сильномагнитные образцы имеют существенные различия и в качественном составе. В одном случае состав образца близок к составу магнетита [12], в то время как ЭПР-спектр другого образца более сложен и требует дальнейших исследований. Полученные данные показывают, что очевидно, составы исходных катализаторов в производстве КФК и формальдегида должны быть также различны из-за различных эксплуатационных режимов, которые приводят к различному качественному и количественному составу соединений железа (II) и (III) в отработанных катализаторах.

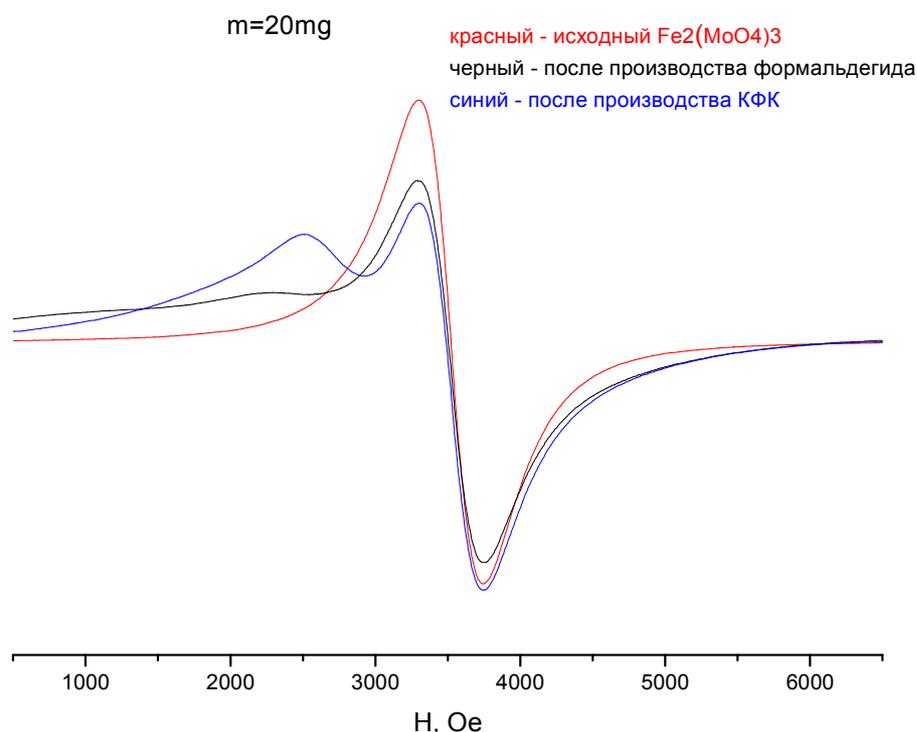


Рисунок 1 – ЭПР-спектры исходного и отработанных катализаторов на основе $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3$

Другая возможность более рациональной дезактивации катализатора, использовавшегося при производстве КФК, заключается в чередовании получения на одном и том же катализаторе как КФК, так и формальдегида.

Таким образом с использованием метода ЭПР показано, что отработанные катализаторы производства формальдегида по сравнению с катализаторами производства КФК имеют существенно большую степень дезактивации, а, следовательно, меньшее содержание железа (III). Следовательно, необходимо для более длительной эксплуатации катализатора при производстве КФК чередование производства КФК с производством формальдегида на одном и том же катализаторе на основе $\text{Fe}_2(\text{MoO}_4)_3$.

Авторы благодарят ПАО «Уралхимпласт», за финансовую поддержку.

Список литературы

1. Menshikov S.Yu., Vazhenin V.A., Valova M.S., Subbotina A.A., Trubnikova J.V., Markov A.A. Usage of ESR-spectroscopy in gas phase methanol oxidation at presence oxidic catalyst // Тезисы доклада на IV Международной конференции «Современные проблемы химической физики», Ереван, Армения, 5-9 октября, 2015, С. 240-241.
2. Menshikov S.Yu., Vazhenin V.A., Valova M.S., Ganebnykh I.N., Troshin D.P., Shishlov O.F., Kovalev A.A., Bazhenova L.N., Markov A.A. // Use of HPLC/MS and ESR-spectroscopy methods in study of gas-phase oxidation of methanol in the presence of mixed metal oxide catalyst // XX Mendeleev Congress on general and applied chemistry. Vol.3: abstracts. – Ekaterinburg: Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, 2016, P. 240.
3. Menshikov S.Yu., Vurasko A.V., Molochnikov L.S., Kovaleva E.G., Efendiev A.A. Oxidation of L-cysteine in oxygen-saturated aqueous solution in the presence of Cu(II)-containing adjusted polymers // J.Mol.Catal. A: Chemical, 2000, Vol. 158, P. 447-451 .
4. Muller A., Maiti R., Schmidtman M., Bogge H., Das S.K., Zhang W. Mimicking oxide surfaces: different types of defects and ligand coordination at well defined positions of a molybdenum oxide based nanocluster // Chem. Commun., 2001, № 20, 2126-2127.
5. Jin G., Weng W., Lin Z., Dummer N.F., Taylor S.H., Kiely C.J., Bartly J.K., Hutchings G.J. Fe₂(MoO₄)₃/MoO₃ nano-structured catalysts for the oxidation of methanol to formaldehyde // J. Catalysis, 2012, Vol. 296, P. 55-64.
6. Остроушко А.А., Тонкушина М.О., Коротаев В.Ю., Прокофьева А.В., Кутяшев И.Б., Важенин В.А., Данилова И.Г., Меньшиков С.Ю. Стабильность полиоксометаллата Mo₇₂Fe₃₀ типа букибола в растворе // ЖНХ, 2012, Т.57, №9, С. 1210-1213.
7. Остроушко А.А., Коротаев В.Ю., Тонкушина М.О., Гржегоржевский К.В., Важенин В.А., Кутяшев И.Б., Мартынова Н.А., Меньшиков С.Ю., Селезнева Н.В. Электротранспортные, сорбционные и фотохимические свойства нанокластерных полиоксомолибдатов с тороидальной структурой. // ЖФХ, 2012, Т.86, №8, С. 1383-1389.
8. Остроушко А.А., Тонкушина М.О., Сафронов А.П., Меньшиков С.Ю., Коротаев В.Ю. Термическое поведение полиоксометаллата Mo 132 // ЖНХ, 2009, Т. 54, № 2, С. 1-8.
9. Bryliakov K.P., Babushkin D.E., Talsi E.P. First in situ ¹H NMR spectroscopic monitoring of manganese species in the Mn^{III}(Salen) + PНIO catalytic system // Mendeleev Commun., 2000, Vol.10, P.1-3.
10. Bryliakov K.P., Babushkin D.E., Talsi E.P. Detection of EPR spectra in S=2 states of Mn^{III}(Salen) complexes // Mendeleev Commun., 1999, Vol. 9, P. 27-29.
11. Talsi E.P., Bryliakov P.K. X-band perpendicular-mode EPR spectra of ‘EPR-silent’ manganese (III) porphyrins were detected for the first time // Mendeleev Commun., 2004, Vol. 14, P. 111-112.
12. Леснов Ф.В., Чернышов А.И., Истомина В.Е. Геохимические свойства и типоморфизм оливинов из гетерогенных ультрамафитовых пород // Геохимия, 2005, № 4, С. 395-414.

ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ФТОРАММОНИЙНЫХ КОМПЛЕКСОВ ЖЕЛЕЗА

Дурбаева С.К., Летуев А.В., Малютин Л.Н., Смороков А.А.
ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия

Внедренные в промышленность технологии (в частности сернокислотная и хлорная) по переработке руд редких и цветных металлов в ряде случаев не позволяют организовать экономически эффективное производство. Альтернативным вариантом может быть фтораммонийная технология, позволяющая обеспечить наиболее полное извлечение ценных компонентов в сравнении с альтернативными способами.

При реализации данного метода, как и любого другого способа, производится очистка ценного компонента от примесей. Часто встречающейся примесью в ходе переработки руд является железо. Для определения перераспределения данного элемента в химико-технологическом процессе необходимо изучить свойства продуктов его взаимодействия с гидрофторидом аммония.

Цель работы состояла в проведении синтеза и изучении свойств фтораммонийных комплексных соединений двух- и трехвалентного железа.

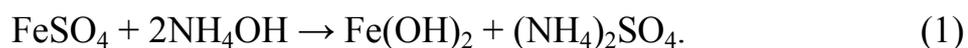
Для достижения цели в работе решались следующие задачи:

1. Получение продуктов спекания оксидов железа (III) и аммиаката двухвалентного железа с гидрофторидом аммония.
2. Изучение термических свойств, синтезированных фтораммонийных соединений железа.
3. Изучение фазового состава синтезированных фтораммонийных соединений железа.

Исследование полученных веществ проводили различными способами. Определение элементного состава проб проводилось с помощью атомно-эмиссионной спектроскопии с индуктивно связанной плазмой (спектрометр ICAP 6000 Series Thermo Scientific). Перевод твердых навесок в растворимую форму осуществляли с помощью микроволновой системы подготовки проб Mars One Touch Technology. Термогравиметрия образцов проводилась на совмещенном ТГА/ДСК/ ДТА анализаторе SDT Q600 с программной обработкой данных TA Instruments Universal V4.2E. Исследование проводили в диапазоне температур от 20 до 1000 °С и скоростью нагрева 10 °С/мин. Определение функциональных групп в полученном в результате синтеза образце проведено на инфракрасном спектрометре (спектрометр Nicolet 6700 FT-IR Thermo Scientific). Установление фазового состава продуктов реакций проводилось в ходе рентгенофазового анализа (Shimadzu XRD 7000S).

Для получения смесей с двух- или трехвалентным железом использовали химически чистый Fe_2O_3 и полученный аммиакат двухвалентного железа ($\text{FeO}(\text{NH}_4\text{OH})_2$), смешивали их с гидрофторидом аммония в стехиометрическом количестве.

Для получения подходящего соединения двухвалентного железа использовали химически чистый FeSO_4 . Взвешенный FeSO_4 на аналитических весах растворяли в дистиллированной воде. Далее приливали аммиак с избытком для предотвращения процессов окисления, pH раствора при этом составил от 11 до 12, наблюдали выпадение густого, темно-зеленого осадка. Полученный осадок отфильтровывали и просушивали.



Просушенный осадок был исследован на дериватографе в температурном интервале от 20 до 1000 °С. Также осадок переводили в раствор и направляли на атомно-эмиссионный анализ. Исходя из полученных результатов была определена брутто-формула полученного осадка $\text{FeO}_3\text{N}_2\text{H}_{10}$.

Пробы для изучения подготавливали в различных стехиометрических соотношениях железа к фтору. Пробы спекали в печи при 190 °С в течение 2 часов.

Основные результаты и их обсуждение

К 1000 °С оксиды железа в среде воздуха окисляются до триоксида железа, поэтому при проведении термического анализа считали, что конечным образовавшимся веществом было Fe_2O_3 красного цвета. Исходя из этого, мы определяли начальную молярную массу вещества и определяли приблизительные потери молярной массы на каждом этапе разложения.

По результатам термогравиметрического анализа проб двухвалентного железа было определено, что при различном стехиометрическом соотношении железа к фтору образуется вещество идентичного состава. На рисунке 1 представлен один из термических анализов полученного вещества. При рассмотрении дифференциально термических (ДТ) кривых двухвалентного железа с гидрофторидом аммония были замечены характерные эффекты на ДТ кривой в диапазоне от 280 до 300 °С, от 325 до 335 °С, от 660 до 670 °С, такие же эффекты обнаруживаются для разложения $\text{FeO}(\text{NH}_4\text{OH})_2$, считаем, что эти участки характерны для выделения NH_3 , H_2O . На участке от 400 до 430 °С предположительно проходит окисление двухвалентного железа до трехвалентного, об этом говорит выделение энергии, которое можно увидеть на этом участке ДТ кривой.

В смеси двухвалентного железа с гидрофторидом аммония, согласно результатам ИК-спектроскопии на рисунке 2, образуются следующие функциональные группы: $[\text{FeF}_6]^{3-}$ – 481 см^{-1} , $[\text{NH}_4]^+$ – 3117 см^{-1} , F–H–F⁻ – 596 см^{-1} [1].

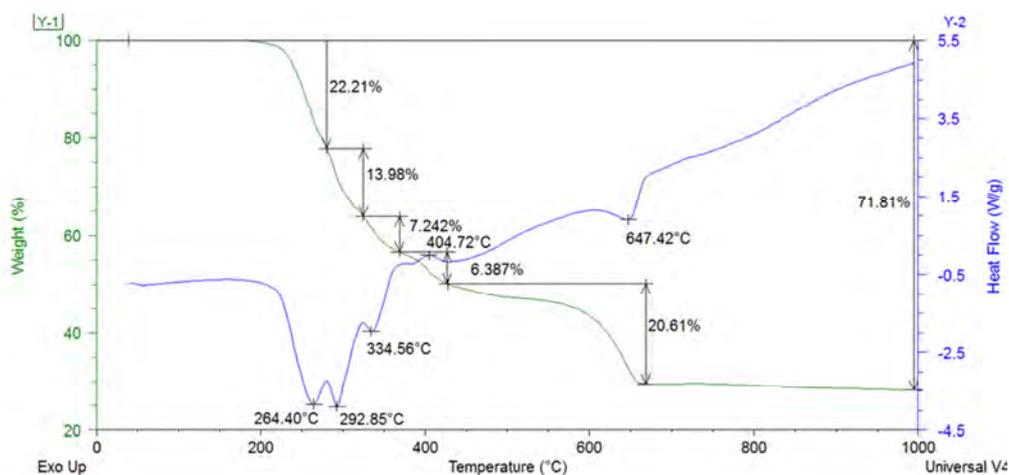


Рисунок 1 – Термический анализ продукта спекания в соотношении Fe(II):F=1:5

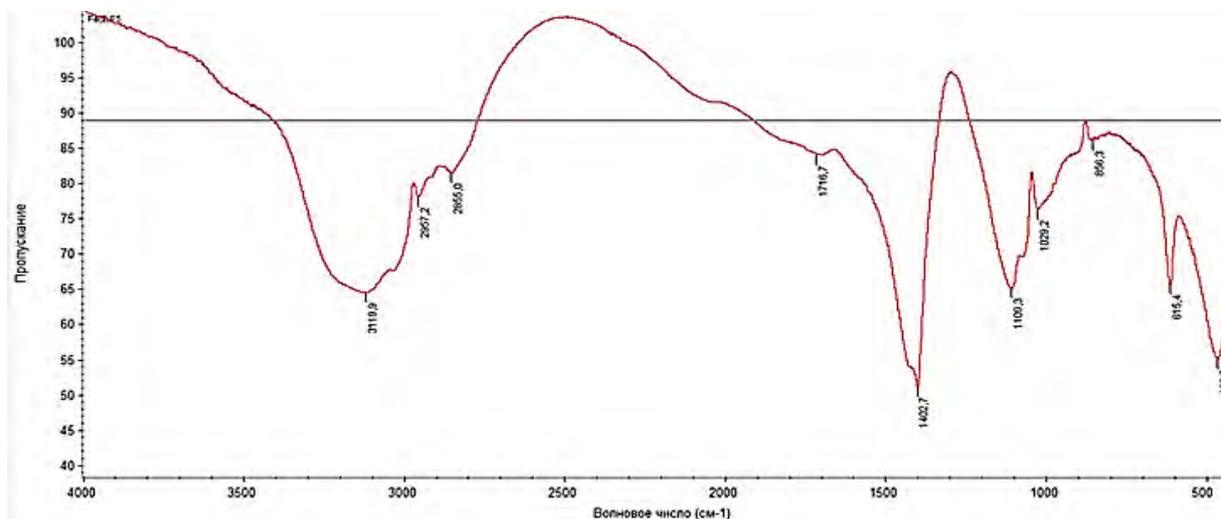


Рисунок 2 – ИК-спектр продуктов спекания в соотношении Fe(II):F=1:5

В результате рентгенофазового анализа было определено, что полученная проба включает в себя $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6$, NH_4F , $\text{Fe}(\text{OH})_2$. NH_4F , $\text{Fe}(\text{OH})_2$ могли остаться в результате неполного протекания реакции или в результате гидролиза парами воды, содержащиеся в воздухе $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_5$ [2]:



По результатам термического анализа всех семи проб трехвалентного железа было выявлено, что при различном стехиометрическом соотношении железа ко фтору образуется идентичное вещество (рисунок 3). При анализе всех смесей трехвалентного железа с гидрофторидом аммония после спекания характерны два минимума на ДТГ кривой в диапазоне от 265 до 275 °C и от 340 до 360 °C. Эти минимумы выше по температуре, чем минимумы плавления и кипения гидрофторида аммония, что свидетельствует о химическом взаимодействии оксида трехвалентного железа с NH_4HF_2 . По результатам термогравиметрических исследований было уста-

новлено, что реакция наиболее полно протекает при 160 °С, разложение получаемых продуктов начинается уже при температуре 170 °С.

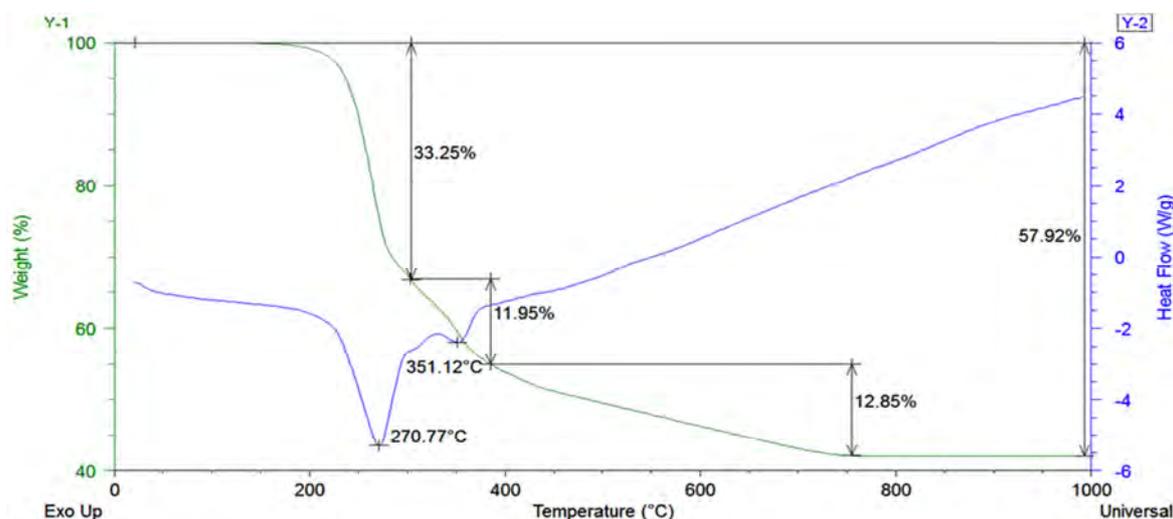
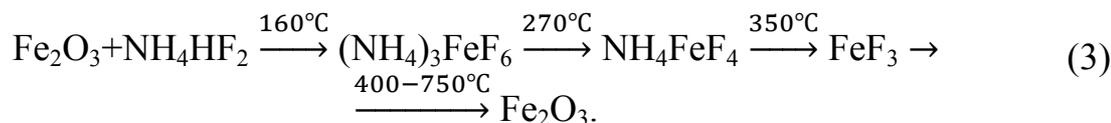


Рисунок 3 – Термический анализ продуктов спекания в соотношении Fe (III):F=1:6

В смеси трехвалентного железа с гидрофторидом аммония по результатам ИК-спектроскопии, представленного на рисунке 4, образуются: $[\text{FeF}_6]^{3-} - 481 \text{ см}^{-1}$, $[\text{NH}_4]^+ - 3117 \text{ см}^{-1}$, $\text{NH}_3 - 3335 \text{ см}^{-1}$, $\text{Fe} - \text{F} - 456 \text{ см}^{-1}$ [1]. В результате рентгенофазового анализа было определено, что полученное вещество имеет состав – $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6$.

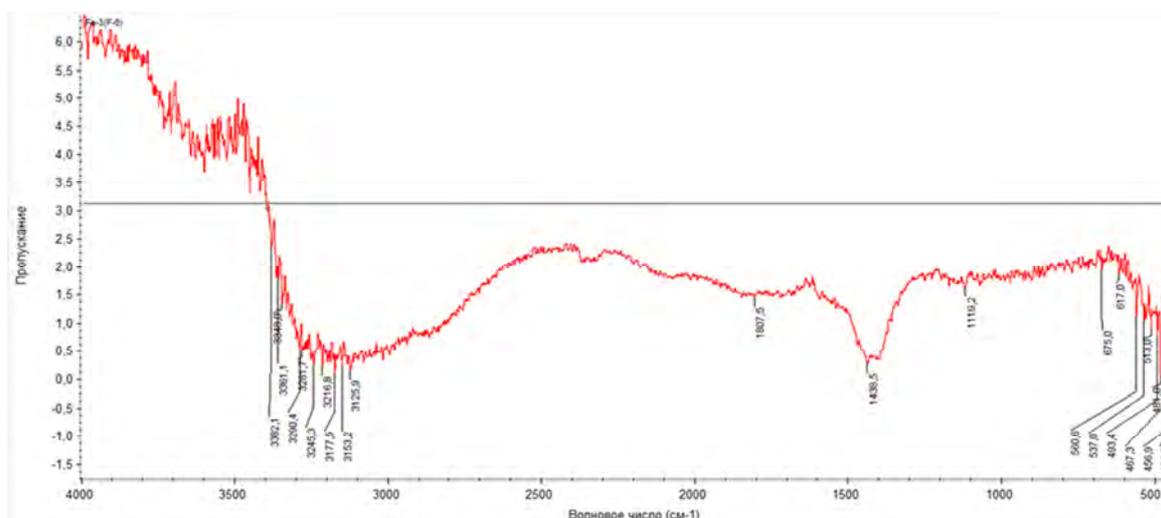


Рисунок 4 – ИК-спектр продуктов спекания в соотношении Fe (III):F=1:6

Заключение

В результате спекания образцов оксида трехвалентного железа с гидрофторидом аммония в различных соотношениях получают идентичное

комплексное соединение железа – $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6$. При спекании $\text{FeO}(\text{NH}_4\text{OH})_2$ с NH_4HF_2 по результатам термического анализа получается идентичный качественный состав веществ, включающий в себя $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6$, NH_4F , $\text{Fe}(\text{OH})_2$. Двухвалентное железо окисляется в ходе реакции с гидрофторидом аммония до трехвалентного.

Определением качественного состава синтезированных фтораммонийных комплексных соединений железа с помощью ИК-спектроскопии установлено наличие в продуктах взаимодействия двухвалентного железа с гидрофторидом аммония. Также установлено наличие $[\text{FeF}_6]^{3-}$, $[\text{NH}_4]^+$, $\text{F}-\text{H}-\text{F}^-$. В продуктах взаимодействия трехвалентного железа с гидрофторидом аммония – $[\text{FeF}_6]^{3-}$, $[\text{NH}_4]^+$, NH_3 , $\text{Fe} - \text{F}^-$.

Список литературы

1. Лапташ, Н.М. Фторо- и оксофторометаллы аммония: химия, строение, динамический ориентационный беспорядок [текст]: автореф. дис. док. хим. наук (02.00.21) / Лапташ Наталья Михайловна; Российская акад. наук Институт химии Дальневосточного отделения РАН. – Владивосток, 2011. – 50 с.
2. Пахомов, Д.С. Разделение FeTiO_3 на Fe_2O_3 и TiO_2 Д.С. / Пахомов, А.С. Кантаев, И.С. Кантаев // XI Молодежная научная конференция, 2010. – 179 с.

УДК 546.824-31

МЕТОД ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЙКОКСЕНА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ФТОРИДОВ АММОНИЯ

Кантаев А.С., Смороков А.А.

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия

Диоксид титана является самым востребованным титансодержащим продуктом на мировом рынке. В 2017 году более 95 % мирового производства (7,3 млн. тонн) титансодержащей продукции пришлось на данное соединение. Основные сферы потребления TiO_2 связаны с использованием его пигментных свойств, в частности при производстве лакокрасочной продукции, бумаги, пластмасс, катализаторов и т.д. [1].

Потребности России в пигментном диоксиде титана частично удовлетворяются продукцией компании ООО «Титановые инвестиции», выпускающей ее на заводе по производству TiO_2 в г. Армянске (Республика Крым). Крупнейшее в Восточной Европе предприятие по производству пигментного диоксида титана работает по сульфатной технологии и снабжается ильменитовым концентратом с горнодобывающих предприятий Украины. В 2015 г. завод выпустил 77,8 тыс. т пигментного диоксида титана и поставил на российский рынок около 15 тыс. т. В 2015 г. Россия импортировала 66,29 тыс. т пигментного диоксида титана, а в 2016 г. –

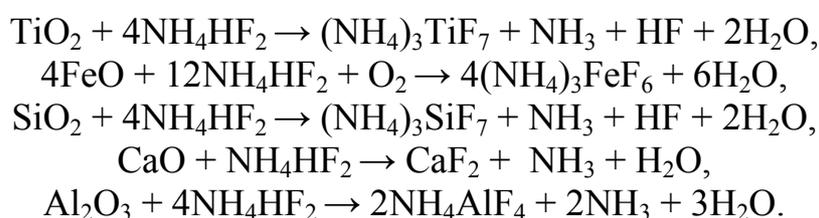
43,4 тыс. т. [2]. Приведенные данные свидетельствуют о необходимости организации новых производств TiO_2 для удовлетворения внутренних потребностей РФ.

Для организации данного процесса Россия располагает достаточной минерально-сырьевой базой. Например, Туганское месторождение, в котором, как и в ряде других месторождений РФ, титан представлен в форме ильменита и лейкоксена. При обогащении данного вида сырья возможно получение как ильменитового концентрата (содержание $TiO_2 > 54 \%$), так и лейкоксенового концентрата (содержание $TiO_2 > 85 \%$).

Известно, что чем больше титановые концентраты лейкоксенизированы и рутилизированы, тем труднее они разлагаются серной кислотой. Учитывая трудности, возникающие при прямом нагреве смеси титаносодержащего концентрата и H_2SO_4 , для разложения сильноизмененных концентратов наряду с предварительным подогревом реагентов предложены различные приемы активации лейкоксеновых концентратов [3]. По этой причине вскрытие и переработка как лейкоксена, так и лейкоксенизованного ильменита серной кислотой видится бесперспективной и экономически нерентабельной.

Получение диоксида титана хлорным методом основано на разложении титаносодержащего сырья хлором при высоких температурах (более $700\text{ }^\circ\text{C}$) с получением тетрахлорида титана. Получить диоксид титана из $TiCl_4$ возможно несколькими способами. Их общий недостаток – отсутствие решения проблем эффективного использования образующихся в процессе гидролиза хлористого водорода или соляной кислоты, которые не удаётся вернуть в процесс с целью повторного использования в производстве TiO_2 [4].

Альтернативным методом переработки ильменита и лейкоксена может выступить фтораммонийная технология получения диоксида титана. Способ заключается в разложении любого из выше перечисленных концентратов фторидом или гидрофторидом аммония с получением фтораммонийных комплексных соединений. Процесс протекает при относительно низких температурах ($180\text{-}220\text{ }^\circ\text{C}$):



Далее осуществляется сублимационное выделение гексафторосиликата аммония при $350\text{ }^\circ\text{C}$, что позволяет отделить кремний. Дальнейшая его переработка до диоксида кремния позволяет организовать регенерацию фторида аммония, используемого на начальном этапе метода. Твердый остаток после сублимации кремния направляется на гидрометаллургиче-

скую переработку раствором 20 % фторида аммония, в результате которой проводится очистка от примесей железа и других малорастворимых фторидных соединений. Из полученного раствора в дальнейшем проводится выделение титана путем осаждения гидратированного диоксида титана, последующая прокалка которого при 700 °С позволяет получать диоксид титана анатазной модификации. При необходимости возможно получение рутильной формы TiO_2 путем специальной обработки [5]. Помимо производства основного продукта проводится регенерация фторида аммония, который также направляется на первый этап предлагаемого метода.

Преимущества данного способа заключаются в возможности регенерации фторида аммония как реагента разложения исходного сырья, относительно низкая температура разложения исходного концентрата, возможность получения чистого диоксида кремния, незначительное количество отходов в сравнении с существующими методами, возможность переработки как ильменитового, так и лейкоксенового, а также других титаносодержащих концентратов, например, титановых шлаков металлургических производств.

Список литературы

1. U.S. Geological Survey, 2018, Mineral commodity summaries 2018: U.S. Geological Survey, 200 p., <https://doi.org/10.3133/70194932>.
2. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2015 году. М.: ФГБУ «ВИМС», 344 с.
3. Заболоцкая Ю.В., Диссертация «Автоклавное обескремнивание лейкоксенового концентрата гидроксидом кальция с получением искусственного рутила», М.: 2014 г., 136 с.
4. Тихонов В.А., Диссертация «Разработка технологии нанодисперсного диоксида титана из растворов тетрахлорида титана», Пермь, 2016 г., 126 с.
5. Kantaev A.S., Lashtur A.L. «Obtaining Titanium Dioxide of Rutile Form of Crystal Lattice from The Solutions Contained Fluorammonium Titanium Complex Salts». Proceedings of the International MultiConference of Engineers and Computer Scientists 2016 Vol II, IMECS 2016, March 16 - 18, 2016, Hong Kong.

ПРИЗНАКИ РАЗДЕЛЕНИЯ ПРИ СОРТИРОВКЕ ЖИЛЬНОГО КВАРЦА

Дедюхина А.В., Овчинникова Т.Ю., Брезгин В.Ф.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

При обогащении жильного кварца традиционно используют многостадиальные комбинированные схемы обогащения, часть операций которых реализуется в стадиях рудоподготовки [1] с целью предварительной концентрации [2, 3]. При этом предпочтение отдаётся таким информационным методам обогащения [4, 5] как фотометрический и рентгенометрический [1, 6-8].

Анализ возможности использования каждого из них связан как с пригодностью использования соответствующих признаков разделения для распознавания различных вредных примесей, так и с соотношением допустимой крупности сепарации с крупностью раскрытия кварца [9].

При предварительной концентрации кварцевой жильной массы с использованием информационных методов частично может быть устранена значительная часть минералов макропримесей породных включений. Дальнейшее глубокое обогащение с использованием флотации, магнитной сепарации, выщелачивания после измельчения концентратов предварительной концентрации также позволяет частично выделить некоторую часть породных включений. Предварительное обогащение кварцевой жильной массы направлено на максимальное удаление механических примесей и включений слюд (мусковита, биотита), апатита, обуславливающих повышенное содержание в конечных концентратах алюминия и кальция, а также, в меньших количествах, гидроксидов железа и марганца.

Анализ раскрытия кварца при сокращении крупности может позволить выбрать наиболее эффективный метод предварительной концентрации. Основными конкурирующими методами для кварцевого сырья следует считать такие методы информационного обогащения как рентгенометрический и фотометрический (оптический). Первый из них позволяет разделять сырьё в крупности более 20 мм, второй имеет значительно меньший нижний предел крупности обогащаемого материала (до 1 мм). Причём, благодаря монослойному режиму разделения, в отличие от покускового при рентгенометрическом методе, даже при столь малых крупностях достигается приемлемая для практики производительность (в классе -3+1 мм до 1,5 т/ч).

Раскрытие минеральных фаз увеличивается с уменьшением крупности обогащаемого сырья. Причём, поскольку при решении ряда технологических задач необходима оценка не только доли свободных зёрен ценного минерала, но и доли свободных зёрен вредных или породообразующих

минералов, а также доли сростков с различным содержанием вредных или породных примесей. Примером такой задачи может быть выделение в стадиях предварительного обогащения трёх (или более) продуктов: кондиционного концентрата, отвальных хвостов и промпродукта (или нескольких промпродуктов), обогащаемого впоследствии в стадиях глубокого обогащения с получением кондиционных концентратов.

Анализ раскрытия компонентов кварцевого сырья Кыштымского месторождения проведён на пробе крупностью -25+0 мм после выделения отдельных классов крупности, мм: -0,5+0 (на данном классе раскрытие не изучалось); -1,4+0,5 (I); -3+1,4 (II); -6+3 (III); -13+6 (IV) и -25+13 (V).

Результаты оценки раскрытия кварца приедены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты оценки раскрытия минералов в различных классах крупности

Класс крупности, мм	Фракция					
	1	2	3	4	5	6
	выход фракции (к классу крупности), %					
-1,4+0,5 (I)	90,28	2,68	1,98	0,50	0,89	3,67
-3+1,4 (II)	83,91	3,55	3,55	2,47	3,16	3,36
-6+3 (III)	75,88	7,04	5,53	6,53	2,71	2,31
-13+6 (IV)	55,08	8,38	28,74	5,19	2,26	0,35
-25+13 (V)	46,75	8,61	36,00	6,22	1,76	0,66

Приведённые результаты указывают на следующие тенденции:

- массовая доля частиц кварца без видимых примесей (фракция 1) по мере снижения крупности частиц возрастает и достигает максимума в самом мелком классе;

- массовая доля частиц с преобладанием вредных и породных примесей (фракция 6) возрастает с уменьшением крупности и достигает максимального значения в самом мелком классе;

- предварительное обогащение кварца с целью удаления отвальных хвостов следует осуществлять со значительно большей эффективностью в мелких классах (-6+3 и -3+1 мм), что возможно при использовании оптической сепарации в монослойном режиме, нижний предел крупности которой 1 мм;

- с уменьшением крупности частиц массовая доля сростков со средним содержанием вредных частиц и породных примесей снижается (2-5 фракции), а в 6 фракции увеличивается, начиная с класса крупности -6+3 мм, следовательно, сортировка приемлема с крупности 6 мм.

Основными конкурирующими методами для предварительного обогащения кварцевого сырья в кусковом виде следует считать такие методы информационного обогащения, как рентгенорадиометрический и фотометрический (оптический).

Для изучения применимости обоих методов были отобраны куски крупностью -50+25 мм с последующим разделением на восемь разновидностей: 1 – чистый кварц; 2 – сростки кварца и породы с малым содержанием вредных примесей; 3 – сростки кварца и породы со значительным содержанием вредных примесей; 4 – ожелезнённый кварц; 5 – куски с преобладанием полевого шпата; 6 – мелкокрапленный кварц в породе (серый); 7 – сростки кварца и породы с наибольшим содержанием темноцветных примесей; 8 – темноцветная порода.

Исследования кусков рентгенорадиометрическим методом проводились на лабораторном сепараторе СРФ-100Л в динамическом режиме путём измерения аналитического параметра $H=N_{Fe}/N_s$, где N_{Fe} – интенсивность характеристического рентгеновского излучения железа; N_s – интенсивность рассеянного рентгеновского излучения.

Для каждого образца величины аналитического параметра определены трижды с разных его сторон. Полученные результаты приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Аналитические параметры кусков разновидностей кварца с разными вредными примесями

Разновидности	Значения аналитического параметра					
	1 ряд кусков		2 ряд кусков		3 ряд кусков	
	H_i	H_{cp}	H_i	H_{cp}	H_i	H_{cp}
1	0,018	0,04	0,014	0,02	0,132	0,05
	0,070		0,018		0,017	
	0,018		0,024		0,000	
2	0,000	0,04	0,109	0,07	0,022	0,16
	0,045		0,089		0,000	
	0,075		0,000		0,444	
3	0,621	0,53	0,481	0,26	0,068	0,09
	0,692		0,116		0,136	
	0,284		0,196		0,056	
4	0,062	0,19	0,078	0,35	0,171	0,20
	0,364		0,182		0,16	
	0,152		0,795		0,255	
5	0,143	0,13	0,075	0,06	0,256	0,20
	0,127		0,08		0,133	
	0,115		0,038		0,205	
6	0,151	0,14	0,200	0,22	0,280	0,28
	0,129		0,263		0,301	
	0,128		0,188		0,261	
7	2,567	1,81	0,568	0,93	1,833	1,11
	0,957		1,538		1,941	
	1,92		0,67		0,423	
8	1,172	1,28	3,030	1,64	1,828	1,36
	1,375		0,700		1,742	
	1,300		1,176		0,500	

Анализ приведённых результатов показывает следующее: значение аналитических параметров позволяет применять метод рентгенорадиомет-

рической сепарации для выделения части чистого кварца (разновидность 1) и части вредных примесей (разновидности 7 и 8). Для этих целей можно применить трёхпродуктовый рентгенофлуоресцентный сепаратор с выделением в концентрат чистого кварца (1), в хвосты – темноцветных разновидностей (7 и 8) и в промпродукт – оставшихся сростков кварца и породы с различными содержаниями вредных примесей. Причём, выделенный промпродукт требует дополнительного раскрытия минералов.

На следующем этапе были изучены оптические свойства кусков. Для исследования оптических свойств кусков был сконструирован макет оптической установки.

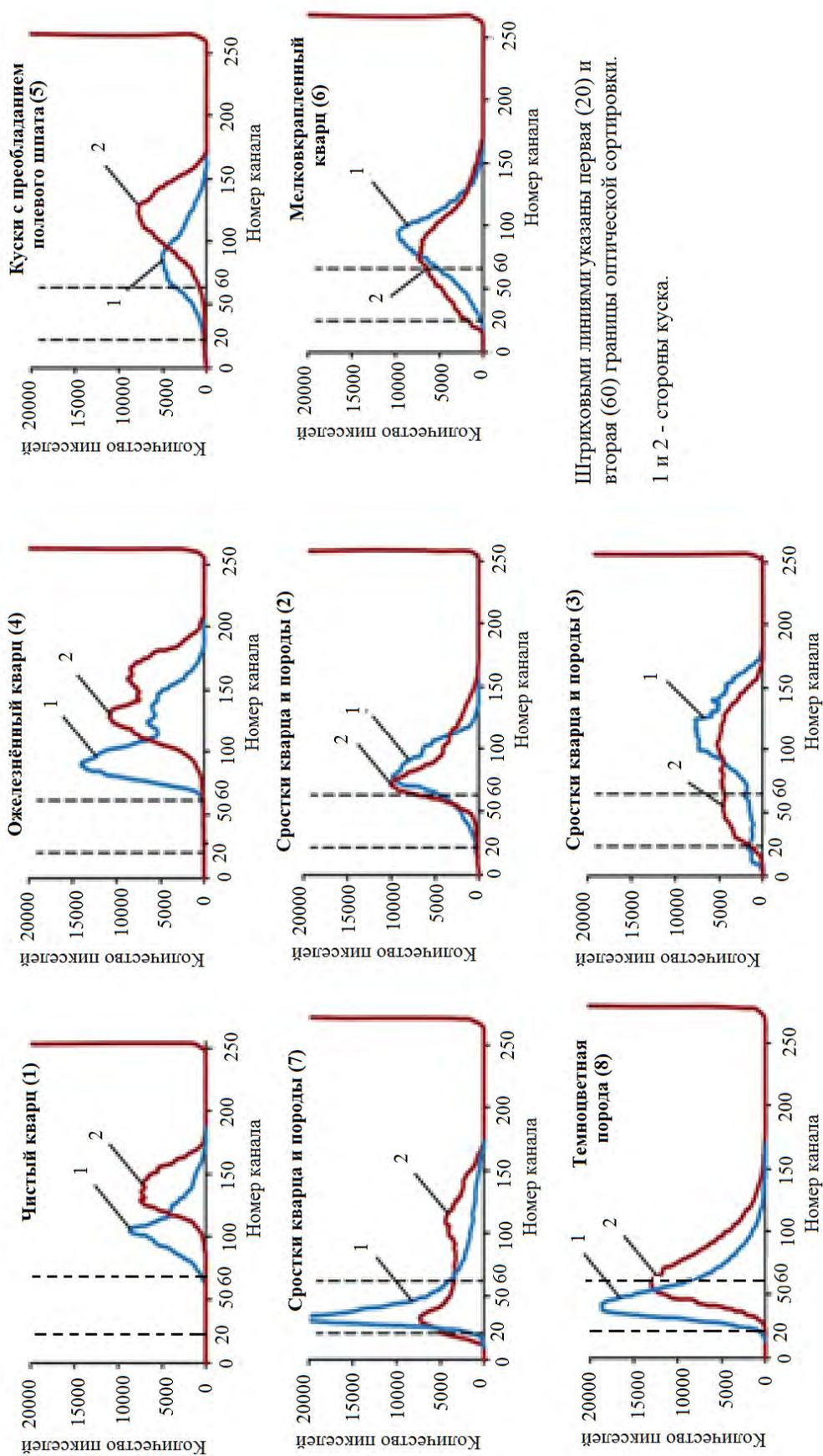
Снятие оптических характеристик кусков проводилось путём фотографирования каждого куска с двух сторон. Фотографии кусков выполнены на белом, контрастном по отношению к кускам, фоне с разрешением 2356×1532 . Полученные изображения кусков были обработаны с помощью специальной программы, позволяющей определить координаты каждого пикселя в цветовой модели RGB. Тем самым имитировалась работа современного полихроматического сепаратора.

В результате обработки информации полученной при фотографировании кусков, получены распределения числа импульсов (пикселей) по цветовым координатам. В качестве информативных характеристик использованы усреднённые значения цветовых координат: $L=(R+G+B)/3$. На рисунке 1 приведены распределения пикселей по параметру L для выделенных восьми разновидностей кусков.

Анализ распределений по параметру L показывает, что разновидности 2, 3, 4, 5, 6 могут быть разделены методом оптической сортировки. В качестве разделительного признака было выбрано отношение площади части спектра к общей площади спектра. Например, ожелезнённый кварц (4) имеет спектр, основная часть которого находится после 60-го канала, значит, куски этой разновидности можно отделить по алгоритму $N_{<60}/N_{\text{общ}} < 0,05$ от всех прочих, пригодных для дальнейшего глубокого обогащения. Для разделения оставшихся разновидностей можно использовать алгоритм, позволяющий отделить разновидности с большим содержанием кварца (2 и 3) от остальных. В этом случае алгоритм таков:

если $N_{<20}/N_{\text{общ}} < 0,05$, то промпродукт (2 и 3);
если $N_{<20}/N_{\text{общ}} \geq 0,05$, то хвосты (5 и 6).

Полученные результаты исследования позволяют выбрать оптимальные алгоритмы разделения, обеспечивающие отделение примесей от чистого кварца. Рентгенофлуоресцентная сепарация позволяет эффективно выделить из исходного кварцевого сырья концентрат (чистый кварц), хвосты (темноцветную породу) и промпродукт, который в дальнейшем может быть разделён методом оптической сортировки в две операции с получением хвостов и промпродукта, пригодного к последующему глубокому обогащению.



Штриховыми линиями указаны первая (20) и вторая (60) границы оптической сортировки. 1 и 2 - стороны куска.

Рисунок 1 – Распределение по параметру $L=(R+C+B)/3$ при двухстороннем осмотре кусков

Список литературы

1. Минералургия жильного кварца / Кыштымский горно-обогатительный комбинат, под ред. В. Г. Кузьмина, Б. Н. Кравца – М.: Недра, 1990. – 294 с.
2. Цыпин Е.Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 82-104.
3. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Пестов В.В. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд // Обогащение руд. 2016. № 5. – С. 8-13.
4. Цыпин Е.Ф. Информация и обогатительные процессы // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 1. С. 86-92.
5. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Елизаров Д. Б. Кластер информационных методов обогащения полезных ископаемых // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. №S23. – С. 483-492.
6. Шемякин В.С., Скопов С.В., Маньковский Р.В., Красильников П.А., Мамонов Р.С. Предварительное обогащение кварцевого сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2016. №8. – С. 74-79.
7. Федоров Ю.О., Кацер И.У., Коренев О.В., Короткевич В.А., Цой В.П., Ковалев П.И., Федоров М.Ю., Поповский Н.С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
8. Гулин Е.Н. Особенности фотоабсорбционной сепарации кварцевого сырья // ЭМ ВИМС / Лабораторные и технологические исследования и обогащение минерального сырья. М.: 1983. вып.4. – С.10-12.
9. Моргунова Н.А., Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Дедюхина А.В. Раскрытие жильного кварца в стадиях рудоподготовки // Мат-лы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С. 87-89.

УДК 622.7

АНАЛИЗ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОГО СЕПАРАТОРА

Овчинникова Т.Ю., Бабаян А.К., Ильенков Г.Е., Ефремова Т.А.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Под сепарационной характеристикой понимают зависимость вероятности излучения частиц в продукт сепарации от разделительного признака [1]. Сепарационная характеристика показывает разделительную способность обогатительного аппарата. Одним из ее основных свойств является постоянство при изменении в некоторых пределах состава сепарируемого материала.

На сепарационных характеристиках сказывается влияние технологических факторов и тех физических свойств частиц материала, которые,

наряду с основным признаком разделения, влияют на величину и характер сепарирующих сил.

Сепарационные характеристики используются в проектных расчетах для увеличения достоверности прогнозных показателей обогащения, а также для анализа применимости конкретного сепаратора при обогащении различных руд.

Теоретический анализ показывает, что сепарационная характеристика, присущая аппаратам информационных методов обогащения [2, 3], имеет отличительные особенности [4].

Сепарацию можно рассматривать как последовательность двух операций. Первая – это определение значения признака разделения частицы и принятие решения об удалении, вторая – удаление частицы из потока. Помимо неэффективного удаления кусков, вероятен попутный выброс в удаляемый продукт кусков, не подлежащих удалению. Например, при прохождении близкорасположенных кусков друг к другу, один из которых бедный, а другой богатый, удаляющее воздействие переместит оба куска в удаляемый продукт. Вероятность этого возрастает при увеличении частоты подачи. То есть, возможно, как неудаление требующих удаления кусков, так и удаление не подлежащих удалению кусков [4].

Кроме перечисленных погрешностей вид сепарационной характеристики зависит от содержания компонентов в кусках, которые при различных методах измерения могут идентифицироваться, начиная с различных минимальных значений. Эти значения определяют пороги чувствительности для конкретных методов измерения, элементов и минералов. При содержаниях, меньших этого порога, находится зона нечувствительности, что отражается на виде сепарационной характеристики [2].

Среди информационных методов обогащения наибольшее распространение получает рентгенофлуоресцентный метод [5, 6]. С его использованием решаются различные технологические задачи предварительного обогащения [7, 8] многих видов минерального сырья [9-13].

Экспериментальное подтверждение этого получено на примере разделения проб никелевых руд на рентгенофлуоресцентном сепараторе СРФ-100Л. Сепарационные характеристики в отдельных опытах могут различаться, поэтому проводились серии опытов при одинаковых граничных значениях аналитического параметра (спектрального отношения $H=N_{Ni}/N_s$, где N_{Ni} – интенсивность характеристического рентгеновского излучения никеля; N_s – интенсивность рассеянного рентгеновского излучения).

На рисунке 1 приведены полученные экспериментальные сепарационные характеристики рентгенофлуоресцентного сепаратора, построенные по усреднённым значениям трёх опытов, проведённых при одинаковых условиях. В таблице 1 показаны оценки колебаний извлечения фракций в выделяемый продукт в отдельных опытах.

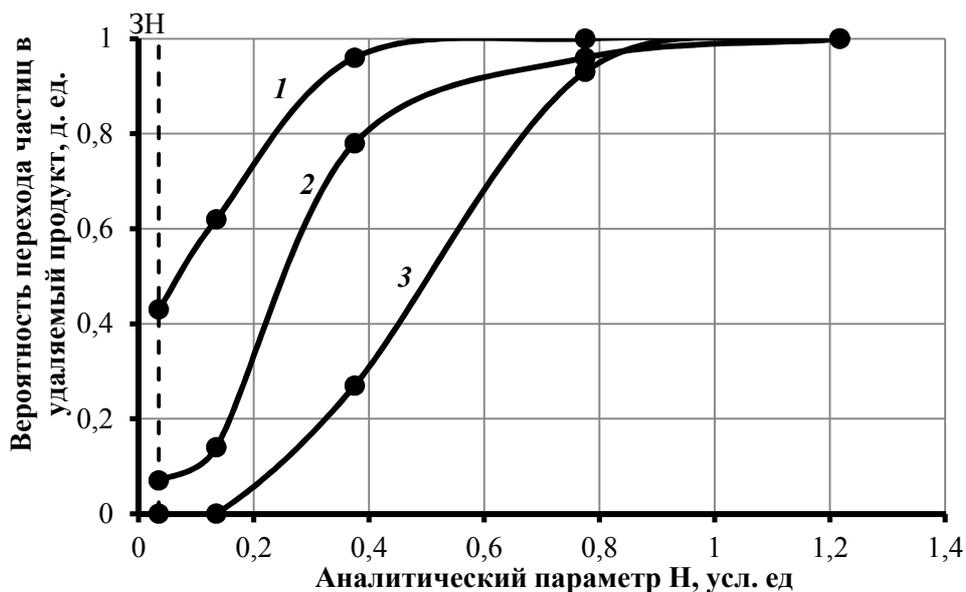


Рисунок 1 – Экспериментальные сепарационные характеристики:
 1 – $H_{гр}=0,1$ усл. ед.; 2 – $H_{гр}=0,2$ усл. ед.; 3 – $H_{гр}=0,4$ усл. ед.;
 ЗН – зона нечувствительности

Таблица 1 – Колеблемость вероятности переходы частиц в удаляемый продукт для отдельных фракций при различных границах разделения

Среднее значение аналитического параметра во фракции	$H_{гр}=0,1$ усл. ед.		$H_{гр}=0,2$ усл. ед.		$H_{гр}=0,4$ усл. ед.	
	$\epsilon_{i\max}$, д. ед.	S_{ϵ_i} , д. ед.	$\epsilon_{i\max}$, д. ед.	S_{ϵ_i} , д. ед.	$\epsilon_{i\max}$, д. ед.	S_{ϵ_i} , д. ед.
0,035	0,48	0,24	0,22	0,13	0,00	0,000
0,135	0,09	0,05	0,16	0,09	0,01	0,007
0,375	0,05	0,02	0,01	0,01	0,07	0,0042
0,775	0,00	0,00	0,04	0,02	0,05	0,0032
1,217	0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,0000

Их вид подтверждает правильность модельных представлений о сепарационных характеристиках такого класса аппаратов.

Колеблемость оценивалась по двум показателям:

1) среднему значению сепарационной характеристики для i -ой фракции

$$\epsilon_{ср\,ij} = \sum \epsilon_{p\,ij} / 3,$$

где $\epsilon_{p\,ij}$ – значение сепарационной характеристики для i -ой фракции по массе m_i в j -ом опыте, рассчитываемое как

$$\epsilon_{p\,ij} = m_{ijr(\text{хв})} / m_{ijr(\text{исх})};$$

максимальное отклонение значения сепарационной характеристики для i -ой фракции:

$$\max \Delta \epsilon_i = \epsilon_{ij\max} - \epsilon_{ij\min},$$

где $\varepsilon_{ij\max}$ и $\varepsilon_{ij\min}$ – максимальное и минимальное значение ординат точек сепарационных характеристик в разных опытах;

2) среднеквадратичному отклонению значения сепарационной характеристики по фракциям S_{ε_i} :

$$S_{\varepsilon_i} = \sqrt{\left(\sum (\varepsilon_{ij} - \varepsilon_{\text{ср}ij})^2\right) / (n - 1)},$$

где n – количество опытов.

Исходя из полученных данных, можно сделать выводы:

- с изменением границы разделения происходит смещение сепарационной характеристики;

- на сепарационной характеристике при границе $H = 0,1$ усл. ед. первые точки ординат сепарационной характеристики имеют большие значения, что объясняется значениями признака разделения отдельных кусков, расположенных в зоне нечувствительности;

- поскольку сепарационные характеристики в параллельных опытах имеют разброс в отдельных точках, в расчетах следует использовать усредненные по нескольким опытам сепарационные характеристики и учитывать погрешности измерения признака разделения в отдельных точках.

Список литературы

1. Тихонов О.Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1984. – 208 с.
2. Цыпин Е.Ф. Информация и обогатительные процессы // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 1. С. 86-92.
3. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Елизаров Д.Б. Кластер информационно-аналитический бюллетень. 2017. №S23. – С. 483-492.
4. Цыпин Е.Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: уч. пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 206 с.
5. Федоров Ю.О., Кацер И.У., Коренев О.В., Короткевич В.А., Цой В.П., Ковалев П.И., Федоров М.Ю., Поповский Н.С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
6. Пестов В.В. Разработка и использование программно-методического обеспечения рентгенофлуоресцентной сепарации минерального и техногенного сырья // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 8. – С. 111-117.
7. Цыпин Е.Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 82-104.
8. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Ефремова Т.А., Пестов В.В. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд // Обогащение руд. 2016. № 5. – С. 8-13.
9. Санакулов К.С., Руднев С.В., Канцель А.В. О возможности отработки месторождения «Учкулач» с использованием технологии рентгенорадиометрического обогащения свинцово-цинковых руд // Горный вестник Узбекистана. 2011. № 1(44). – С. 17-20.

10. Санакулов К.С., Руднев С.В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). – С. 3-7.

11. Цыпин Е.Ф., Шемякин В.С., Скопов С.В., Фёдоров Ю.О., Пестов В.В., Ентальцев Е.В. Обогащение минерального и техногенного сырья с использованием рентгенорадиометрической сепарации // Сталь, 2009. № 6. С. 75-78.

12. Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Колтунов А. В., Постникова А.С. Алгоритмы разделения и обогатимость бедной медно-никелевой руды при использовании рентгенофлуоресцентного метода // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 6. – С. 136-142.

13. Цыпин Е.Ф., Постникова А.С., Овчинникова Т.Ю. Предельная обогатимость медно-цинковых руд в стадиях предварительной концентрации // Мат-лы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2015. – С. 21-25.

УДК 622.772

ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Бекчурина Е.А.¹, Дзиваковская Т.Н.¹, Шевченко А.С.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

²ООО НПП «Обогащение полезных ископаемых», г. Екатеринбург, Россия

Сорбционная технология является одним из эффективных методов извлечения металлов из продуктивных растворов выщелачивания. В качестве сорбентов используют активированный уголь, золу, шлаки, синтетические сорбенты, силикагели, алюмогели, гидраты оксидов металлов. Для извлечения катионов тяжелых металлов все большее применение находят сорбенты естественного происхождения: меловые и глинистые породы, цеолиты, песок, которые обладают достаточно высокой поглотительной способностью без всякой дополнительной обработки, что является их преимуществом перед искусственными сорбентами.

В качестве сорбентов для извлечения из растворов меди, золота и серебра исследованы активированный уголь, рексил и органический сорбент из абрикосовой косточки.

Активированный уголь получают из различных углесодержащих материалов органического происхождения. Достоинством активированного угля является его большая сорбционная емкость, обусловленная высоко-развитой пористой структурой, возможность регенерации и повторного использования. Недостатком является дороговизна.

Рексил получают из неспекающегося угля и используют как спец-кокс при выплавке высококремнистых сплавов [1]. По содержанию серы и

фосфора рексил сопоставим с древесным углем. Содержание твердого углерода в рексиле составляет 92 %.

Рексил имеет развитую структуру пор, состоящую большей частью из сообщающихся и переходных пор, которые разделены различными по геометрии межпоровыми стенками. С ростом скорости нагрева угля удельная внутренняя поверхность пор рексила увеличивается [2]. По удельной площади поверхности, которая составляет 120-500 м²/г, рексил сопоставим с активированным углем. Благодаря высокой структурной прочности рексил при использовании практически не меняет гранулометрическую характеристику. Кроме того, рексил намного дешевле активированного угля.

В качестве сорбентов могут быть использованы природные органические вещества растительного происхождения, такие, как древесные стружка и опилки, кора деревьев. Нами исследована возможность применения в качестве органического сорбента мелких классов измельченной абрикосовой косточки, которые являются отходом производства скраба для парфюмерной промышленности. Мелкие классы измельченной абрикосовой косточки являются наиболее дешевым из исследуемых сорбентов.

Эффективность использования активированного угля, рексила и абрикосовой косточки для извлечения ионов меди из растворов оценивали на растворах медного купороса с концентрациями меди 0,5 % и 0,1 %.

Эксперименты проводили следующим образом. В пробу раствора заданной концентрации объемом 100 мл добавляли 10 г исследуемого сорбента. Продолжительность опытов во всех случаях составляла 30 минут. После сорбции отделяли твердую фазу от жидкой фазы, твердую фазу промывали, сушили и направляли на химический анализ для определения массовой доли меди. Опыты на каждом сорбенте проводили по три раза. Результаты экспериментов после математической обработки (таблица 1) показывают, что массовая доля меди в сорбенте при сорбции из раствора с концентрацией меди 0,5 % выше, чем при сорбции из раствора с концентрацией меди 0,1 %. При этом извлечение меди в сорбент из раствора с меньшей концентрацией меди значительно выше, чем из раствора с большей концентрацией меди.

Наиболее высокие показатели сорбции получены при использовании активированного угля, самые низкие – при использовании рексила. В целом, сорбционная технология для извлечения меди из продуктивных растворов с такой концентрацией может быть признана малоэффективной.

Сорбционная технология может быть перспективной для извлечения из растворов благородных металлов. Нами проведены исследования сорбции золота и серебра из продуктивных растворов, полученных при электрохимической хлоринации [3] хвостов флотации медной руды Волковского месторождения.

Таблица 1 – Результаты сорбции меди из раствора

Сорбент	Массовая доля меди		Извлечение меди, %
	%	г/кг	
Исходный раствор с концентрацией меди 0,5 %			
Активированный уголь	0,51	6,00	12,0
Рексил	0,10	1,00	2,0
Абрикосовая косточка	0,16	1,60	3,2
Исходный раствор с концентрацией меди 0,1 %			
Активированный уголь	0,26	3,00	30,0
Рексил	0,044	0,44	4,4
Абрикосовая косточка	0,13	1,30	13,0

Сорбцию золота и серебра осуществляли на активированный уголь и на органический сорбент из абрикосовой косточки. Исследования проводили по схеме, приведенной на рисунке 1.



Рисунок 1 – Схема электрохимической хлоринации с сорбцией золота и серебра после предварительного осаждения ионов металлов

Исходную пробу хвостов подвергали электрохимической хлоринации с циркуляцией продуктивного раствора. Сорбцию золота и серебра из циркулирующего продуктивного раствора осуществляли после предвари-

тельного осаждения меди, железа и цинка и без осаждения ионов металлов перед сорбцией. Электрохимическую хлоринацию с сорбцией осуществляли при продолжительности процесса 6, 12, 18 и 24 часа.

Результаты экспериментов по сорбции золота и серебра на активированный уголь после математической обработки приведены на рисунке 2.

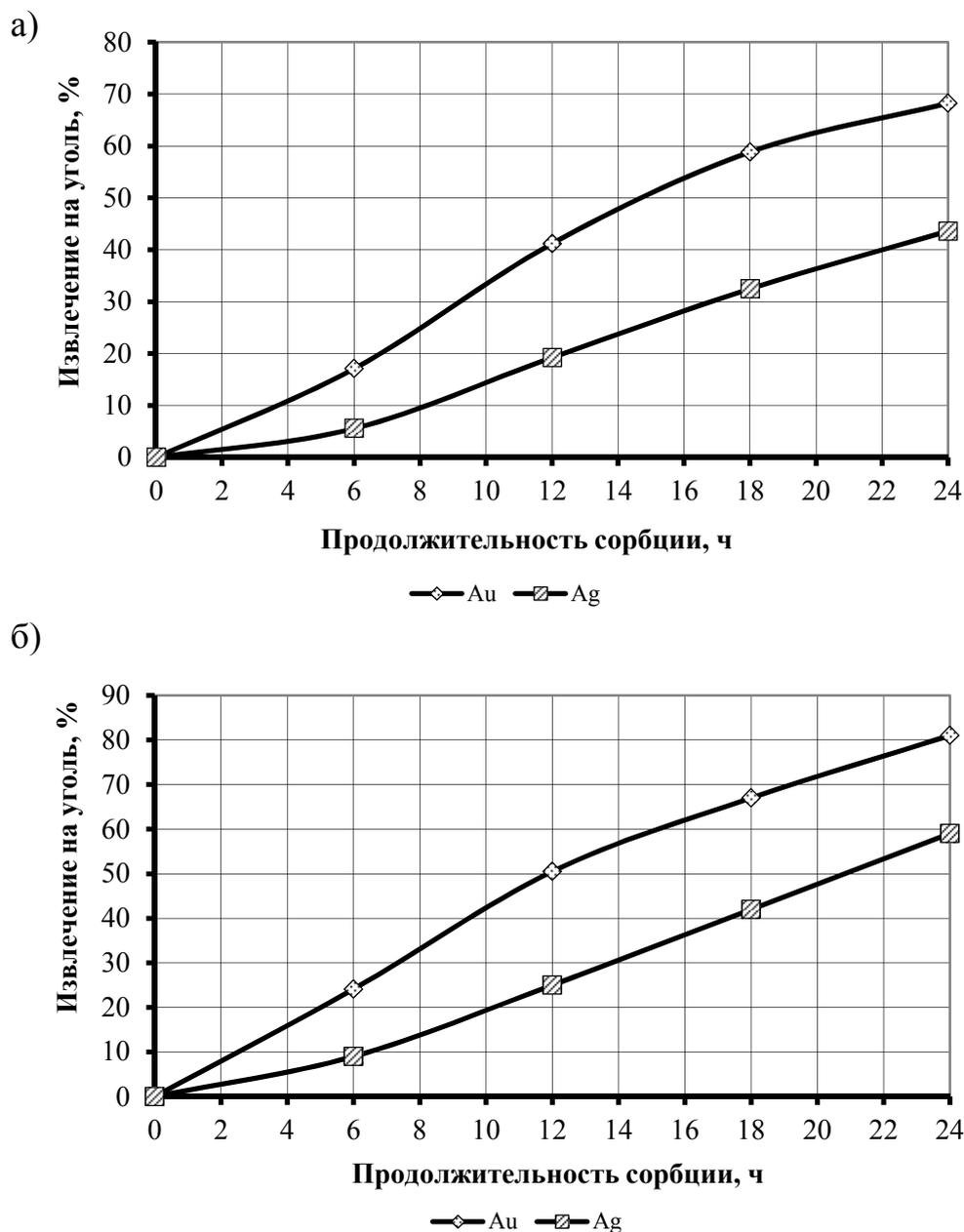


Рисунок 2 – Зависимость извлечения золота и серебра на уголь от продолжительности сорбции без осаждения ионов металлов (а) и с предварительным осаждением ионов металлов (б)

Проведенные исследования сорбции золота и серебра из продуктивных растворов показали, что предварительное осаждение ионов металлов позволяет значительно повысить извлечение золота и серебра на уголь. Так, при продолжительности сорбции 24 часа извлечение золота на уголь

без предварительного осаждения ионов металлов составило 68 %, с предварительным осаждением – 81 %, для серебра показатели извлечения равны 44 и 59 %, соответственно. При увеличении продолжительности сорбции возможно повышение извлечения ценных компонентов.

Эксперименты по сорбции золота и серебра из продуктивного раствора на абрикосовую косточку проведены после осаждения ионов меди, цинка и железа. Результаты приведены на рисунке 3.

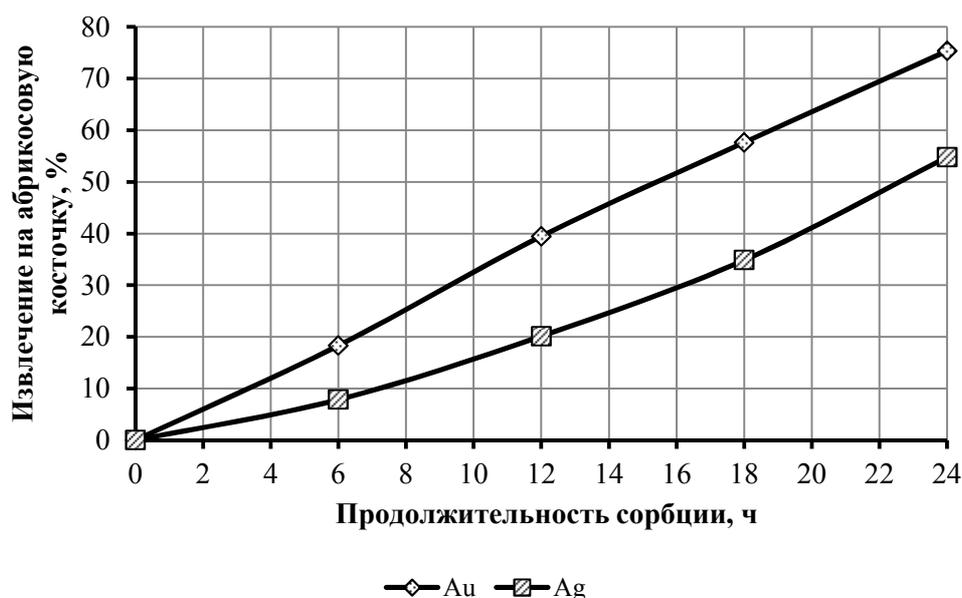


Рисунок 3 – Зависимость извлечения золота и серебра на сорбент из абрикосовой косточки от продолжительности сорбции с предварительным осаждением ионов металлов

Установлено, что органический сорбент из абрикосовой косточки хорошо сорбирует золото и серебро. Так, при продолжительности сорбции 24 часа извлечение золота на абрикосовую косточку с предварительным осаждением ионов металлов составило 75 %, извлечение серебра – 55 %.

В целом, проведенные экспериментальные исследования позволяют сделать заключение о том, что сорбция ионов металлов из продуктивных растворов наиболее эффективно идет на активированный уголь. Показана возможность применения альтернативных сорбентов с меньшей стоимостью, в качестве которых использованы рексил и органический сорбент из абрикосовой косточки.

Полученные результаты могут быть применены при выборе способа извлечения металлов из растворов выщелачивания бедных руд и хвостов обогащения. Перспективной является технология, включающая сорбцию благородных металлов из продуктивных растворов после предварительного осаждения ионов меди, цинка и железа. Для снижения затрат на переработку возможно использование дешевого органического сорбента из абрикосовой косточки. Насыщенный органический сорбент можно сразу от-

правлять на металлургическую переработку, исключив из технологической схемы операцию десорбции.

Список литературы

1. Патент РК № 23615; МКП С10В 57/00. Карбонизат «Рексил» восстановитель для выплавки кристаллического кремния / Щербатовский В.Д., Ким В.А. – опубл. 15.12.2010, бюл. № 12.

2. Ульева Г.А. Исследование физико-химических свойств специальных видов кокса и его применение для выплавки высококремнистых сплавов: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / Ульева Гульнара Анатольевна. – Екатеринбург, 2013. – 23 с.

3. Морозов Ю.П., Киселев М.Ю. Закономерности поляризации частиц сульфидных минералов при электрохимической обработке // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2012. – № 1. – С. 99-103.

УДК 622.772

ЭЛЕКТРООСАЖДЕНИЕ МЕДИ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Бекчурина Е.А.¹, Дзиваковская Т.Н.¹, Абдыкирова Г.Ж.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия; ²АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан

В настоящее время для расширения минерально-сырьевой базы рассматриваются возможности вовлечения в переработку хвостов флотационных обогатительных фабрик. Примером такого объекта являются лежалые хвосты Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ), объем запасов хвостов ЖОФ преобладает над другими видами медьсодержащего сырья Жезказганского месторождения [1]. Сложность вещественного состава хвостов и низкие содержания ценных компонентов определяют необходимость применения комбинированной технологии для их переработки. Перспективной является флотационно-гидрометаллургическая технология, включающая операцию флотоклассификации с получением медьсодержащего промпродукта, направляемого на гидрометаллургическую переработку [2, 3].

Немаловажной составляющей переработки хвостов ЖОФ является оптимизация технологии выделения ценных компонентов из продуктивных растворов выщелачивания.

Выщелачивание промпродукта флотоклассификации характеризуется растворением металлов, сульфидов и окислов. Получаемые продуктивные растворы содержат повышенные концентрации ионов меди, железа и серебра. Технология выделения компонентов из продуктивных растворов включает осаждение меди с получением богатого медного продукта и по-

следующую сорбцию серебра. Такая последовательность выделения ценных компонентов обусловлена тем, что емкость сорбента, например, активированного угля, в присутствии ионов тяжелых металлов снижается в несколько раз.

Сложность выделения меди из продуктивных растворов связана с присутствием в этих растворах ионов железа, которые осаждаются вместе с медью и обедняют получаемый осадок. Поэтому перспективной является технология селективного осаждения ионов железа и меди путем ступенчатого повышения рН раствора.

Ионы различных металлов имеют свои значения рН гидратообразования. По различным данным рН гидратообразования для ионов Cu^{2+} составляет 4,5-7,0; для ионов Fe^{3+} – 2,3-4,1; для ионов Fe^{2+} – 7,5-9,7.

Изучена возможность достижения ступенчатого изменения рН раствора в установке для электроосаждения, принципиальная схема которой изображена на рисунке 1, и селективного выделения металлов в осадки по мере пропускания раствора от анода к катоду.

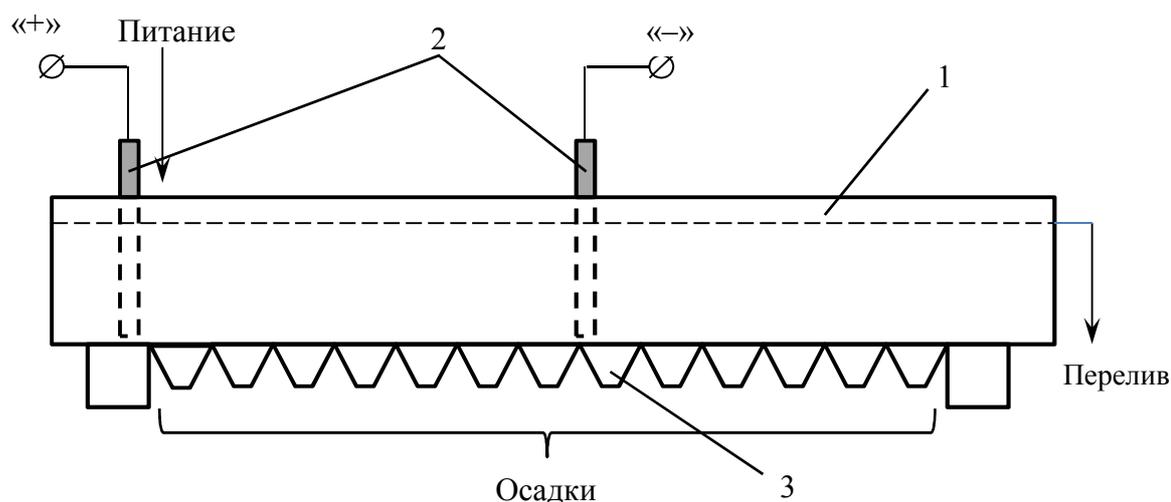


Рисунок 1 – Принципиальная схема установки для электроосаждения металлов из раствора:

1 – ванна; 2 – графитовые электроды; 3 – емкости для сбора осадков

Установка состоит из ванны 1, в которую до перелива заливают раствор. В ванне установлены графитовые электроды 2. При этом анод жестко закреплен в ванне установки, а положение катода можно изменять. Электроды подсоединены к клеммам выпрямителя тока. Для сбора осадков предусмотрены емкости 3.

С использованием изображенной на рисунке 1 установки исследованы закономерности изменения рН 1 %-ого раствора NaCl и 1 %-ого раствора Na_2SO_4 по длине установки во времени. Значение рН исходных растворов составляло 7-8. Переменными факторами были подаваемое на электроды напряжение и расстояние между анодом и катодом. В ходе опыта в

ванну 1 до перелива заливали исследуемый раствор, на выпрямителе устанавливали заданное напряжение и через разные промежутки времени отбирали пробы раствора в области анода, на различном расстоянии от анода и в области катода для определения значения pH с помощью pH-метра CyberScan pH 510.

В результате проведенных исследований установлены следующие закономерности. В растворе NaCl по сравнению с раствором Na₂SO₄ быстрее происходит переход от нейтральной среды к кислой в области анода и к щелочной в области катода (рисунок 2). С увеличением продолжительности эксперимента независимо от напряжения, подаваемого на электроды, в области анода уменьшается значение pH, а в области катода – увеличивается, при этом область перехода от кислой среды к щелочной с течением времени смещается в сторону анода (рисунок 3). Увеличение напряжения на электродах способствует ускорению образования кислой среды в области катода и щелочной в области анода. При увеличении расстояния между анодом и катодом уменьшается сила тока, и область перехода от кислой среды к щелочной смещается в сторону катода.

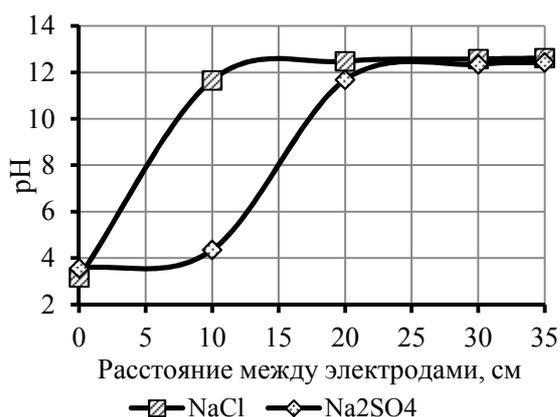


Рисунок 2 – Зависимости изменения pH растворов NaCl и Na₂SO₄ по длине установки для электроосаждения через 23 минуты после подачи напряжения на электроды

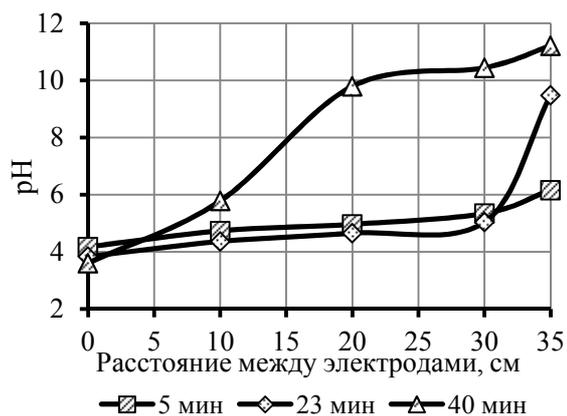


Рисунок 3 – Зависимости изменения pH растворов Na₂SO₄ по длине установки для электроосаждения от продолжительности эксперимента при напряжении 5 В

Далее выполнен эксперимент с пропуском через установку для электроосаждения металлов кислого медьсодержащего раствора с концентрацией меди 1 г/л, pH = 3,27.

Эксперимент проводили при следующих условиях: в ванну залили 1 %-ый раствор NaCl; расстояние между электродами – 35 см; напряжение – 31,2 В; сила тока – 0,2 А. Подачу исходного медьсодержащего раствора в установку начали при установившихся значениях pH по длине ванны: в области анода значение pH составляло 3,43, в области катода – 12,38. Перелив собирали в отдельную емкость.

Установлено, что подача в установку кислого раствора изменяет значения рН по всей длине установки в кислую среду. Через 45 минут после начала пропускания медьсодержащего раствора значение рН на расстоянии 30 см от анода составляло 6,13, через 60 минут – 3,84, т.е. выделяющихся на катоде ионов OH^- недостаточно для обеспечения постепенного перехода от кислой среды к щелочной. При этом в области катода происходило образование осадка голубого цвета, с течением времени переходящего в осадок черного цвета, предположительно, оксид меди.

Для следующего опыта приготовили сульфатный раствор, содержащий 2 г/л меди и 4 г/л железа (II), рН раствора составлял 3,36. Графитовый катод заменили на медный с целью изучения возможности осаждения на нем катодной меди. Эксперимент проводили при следующих условиях: в ванну залили 1 %-ый раствор Na_2SO_4 ; расстояние между электродами – 10 см; напряжение – 31,2 В; сила тока – 0,65 А.

Через 15 минут после пропускания сульфатного раствора значение рН в области анода составляло 3,46, в области катода – 3,52, через 60 минут значения рН составили, соответственно, 3,13 и 3,22.

При подаче сульфатного раствора в установку в области между анодом и катодом и за катодом начал образовываться хлопьевидный бурый осадок, через 10 минут после начала пропускания раствора на катоде отмечено образование осадка коричнево-черного цвета.

В результате эксперимента помимо катодного осадка выделены еще три продукта: первый осадок из области между катодом и анодом, второй осадок из области за катодом, третий осадок из перелива. Полученные осадки высушили, взвесили и отдали на химический анализ для определения массовой доли меди и железа. Результаты эксперимента представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты опыта по электроосаждению металлов из раствора

Наименование	Масса осадка, г	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Cu	Fe	Cu	Fe
Катодный осадок	0,054	90,0		2,45	
1 осадок	0,709	31,73	16,19	11,25	2,88
2 осадок	1,483	6,13	16,88	4,55	6,25
3 осадок	2,731	4,28	13,89	5,85	9,48
Итого:	4,977			24,10	18,61

Проведенные эксперименты показали, что электроосаждение позволяет выделить из раствора незначительное количество меди в виде катодного осадка при извлечении 2,45 % и богатый медьсодержащий продукт с массовой долей меди 31,73 %, который пригоден для металлургической переработки. Низкое извлечение меди из раствора объясняется проведением опыта в открытом цикле. Для повышения извлечения требуется про-

ведение экспериментов с циркуляцией раствора через установку для электроосаждения.

Список литературы

1. Рыльникова М.В. Перспективы и стратегия освоения Жезказганского месторождения / М.В. Рыльникова, А.Б. Юн, И.В. Терентьева // Горный журнал. – № 5. – 2015. – С. 44-49.
2. Морозов Ю.П. Исследование закономерностей и промышленные испытания флотоклассификации руд и хвостов обогащения / Ю.П. Морозов, Г.Ж. Абдыкирова, Е.А. Фалей, С.Б. Дюсенова // Цветные металлы. – 2016. – № 6. – С. 29-37.
3. Морозов Ю.П. Повышение эффективности флотоклассификации руд и хвостов обогащения / Ю.П. Морозов, Г.Ж. Абдыкирова, Е.А. Бекчурина, С.Б. Дюсенова // Обогащение руд. – 2017. – № 2. – С. 38-43.

УДК 622.765.6

ПРОГНОЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБОВ

Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А., Валиева О.С.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Перспективным направлением совершенствования схемных решений флотации является обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах. Эффективность обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах обусловлена использованием и интенсификацией процессов вторичной концентрации минералов в пене [1, 2]. Сужение потока пены за счет увеличения высоты пенного слоя и уменьшения площади поверхности пены снижает коалесценцию пузырьков, повышает вероятность повторного закрепления в пене освободившихся флотируемых частиц [3].

Результаты промышленных испытаний свидетельствуют о том, что установка сужающихся желобов на выходе пенного продукта из камер основной флотации обеспечивает получение в верхнем продукте концентрата высокого качества, сравнимого с концентратом после одной или нескольких перечистных операций флотации. При этом нижний продукт сужающегося желоба направляется на флотацию по традиционной схеме. Разделение пенного продукта контрольной флотации в сужающихся желобах обеспечивает получение верхнего продукта, который может быть направлен сразу в перечистную флотацию и нижнего продукта, который возвращается в голову основной операции.

В ходе промышленных испытаний на обогатительных фабриках сформирован банк данных по работе сужающихся желобов на пенных про-

дуктах сульфидной медной флотации. Выполнена математическая обработка накопленных данных, которая показала, что в широком диапазоне характеристик исходного питания желобов, показатели их работы подчиняются общей закономерности распределения ценного компонента по высоте пенного слоя на выходе из желобов.

Зависимости средневзвешенной массовой доли меди в верхнем продукте желоба $\bar{\beta}_в$ от его выхода $\gamma_в$ (в д.е.) описываются уравнением

$$\bar{\beta}_в = a \cdot \gamma_в^2 - b \cdot \gamma_в + c, \quad (1)$$

в котором коэффициенты a , b , c линейно зависят от массовой доли меди в исходном пенном продукте α (в д.е.):

$$a = -0,0767 \cdot \alpha + 0,0317, \quad (2)$$

$$b = 0,312 \cdot \alpha + 0,0421, \quad (3)$$

$$c = 1,3887 \cdot \alpha + 0,0103. \quad (4)$$

Формула (1) справедлива в диапазоне значений массовой доли в питании желоба от 4 до 25 %, доверительный интервал составляет $\pm 0,5$ %.

С использованием выявленных закономерностей выполнен прогнозный расчет показателей флотации руды месторождения Шатыркуль на Балхашской обогатительной фабрике (БОФ) с использованием операций обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах. Для получения исходных данных по пенным продуктам проведено покамерное опробование основной флотации двух секций и первой перерешетной флотации БОФ [4]. При моделировании рассмотрены варианты получения в голове основной флотации кондиционного медного концентрата марок КМ 3 с массовой долей меди не менее 25 %, КМ 4 с массовой долей меди не менее 23 % и КМ 5 с массовой долей меди не менее 20 %, в первой перерешетной флотации – концентрата марки КМ-5.

При опробовании массовая доля меди в питании основной флотации первой секции составляла 1,62 %, в питании основной флотации второй секции – 1,26 %, в питании первой перерешетной флотации – 6,9 %.

Моделирование осуществлялось следующим образом. Из результатов покамерного опробования для конкретной камеры определялась массовая доля меди в пенном продукте, для которой по уравнениям (2, 3, 4) рассчитывались значения коэффициентов a , b , c , которые подставлялись в уравнение (1). Для заданной массовой доли меди в верхнем продукте желоба из уравнения (1) определялся выход верхнего продукта, и рассчитывалось извлечение меди в верхний продукт желоба. Путем последовательного расчета показателей работы желобов устанавливали максимальное количество желобов, обеспечивающих максимальное извлечение меди в объединенный верхний продукт желобов при заданной массовой доле меди. Результаты моделирования показателей флотации при установке

сужающихся желобов на камерах основной флотации двух секций и первой перечистной флотации БОФ представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты моделирования показателей флотации при использовании сужающихся желобов на Балхашской обогатительной фабрике

Марка концентрата	Выход от операции, %	Массовая доля меди, %	Извлечение, %
Основная флотация первой секции			
КМ 3	2,87	25,01	44,31
КМ 4	3,73	23,19	53,39
КМ 5	5,60	20,28	70,10
Основная флотация второй секции			
КМ 3	2,04	25,05	40,54
КМ 4	2,98	23,07	54,56
КМ 5	4,55	20,24	73,09
Первая перечистная флотация			
КМ 5	17,41	20,07	50,64

Расчеты показали, что при установке сужающихся желобов на первых трех камерах флотомашин основной флотации первой секции БОФ возможно получение в верхнем продукте желобов:

- концентрата марки КМ 3 с массовой долей меди 25,01 % при извлечении 44,31 %, при этом массовая доля меди в продукте, направляемом в первую перечистную флотацию составит 8,66 %;

- концентрата марки КМ 4 с массовой долей меди 23,19 % при извлечении 53,39 %, при этом массовая доля меди в продукте, направляемом в первую перечистную флотацию составит 7,64 %;

- концентрата марки КМ 5 с массовой долей меди 20,28 % при извлечении 70,10 %, при этом массовая доля меди в продукте, направляемом в первую перечистную флотацию составит 5,2 %.

При установке сужающихся желобов на первых трех камерах флотомашин основной флотации второй секции БОФ возможно получение в верхнем продукте желобов:

- концентрата марки КМ 3 с массовой долей меди 25,05 % при извлечении 40,54 %, при этом массовая доля меди в продукте, направляемом в первую перечистную флотацию составит 4,67 %;

- концентрата марки КМ 4 с массовой долей меди 23,07 % при извлечении 54,56 %, при этом массовая доля меди в продукте, направляемом в первую перечистную флотацию составит 4,1 %;

- концентрата марки КМ 5 с массовой долей меди 20,24 % при извлечении 73,09 %, при этом массовая доля меди в продукте, направляемом в первую перечистную флотацию составит 3,17 %.

За счет выделения в голове основной флотации кондиционного концентрата марки КМ 3, КМ 4 ил КМ 5 суммарно количество материала, поступающего с двух секций в первую перечистную флотацию, уменьшается

в 1,3, 1,5 и 2 раза при получении концентратов марок КМ 3, КМ 4, КМ 5 соответственно. Установка сужающихся желобов на остальных камерах основной флотации позволит повысить массовую долю меди в продукте, направляемом на перечистку.

При установке 12 сужающихся желобов на камерах первой перечистой флотации возможно получение концентрата марки КМ 5 с массовой долей меди 20,07 % при извлечении 50,64 % от операции, что позволит уменьшить производительность второй перечистой флотации в 1,2 раза.

Таким образом, накопленные данные о работе сужающихся желобов на фабриках, перерабатывающих сульфидные медные руды, позволили разработать математический аппарат для прогнозирования показателей флотационного обогащения схожих типов руд с применением сужающихся желобов.

В результате выполненных расчетов для условий БОФ показано, что при переработке руды месторождения Шатыркуль обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах открывает дополнительные возможности совершенствования схемных решений БОФ и повышения технологических показателей обогащения.

За счет установки сужающихся желобов могут быть оптимизированы реагентный и аэрационный режимы работы флотационных камер, обеспечивающие максимальное извлечение ценного компонента в пенный продукт с более низким качеством, разделение которого в сужающемся желобе позволит довести его качество до требуемых значений. При этом снижаются потери ценного компонента с хвостами флотации.

Уменьшение количества движущегося по флотационной схеме материала за счет извлечения в верхний продукт сужающегося желоба значительной части кондиционного концентрата позволяет существенно сократить фронт флотации, либо повысить производительность действующей обогатительной фабрики без изменения фронта флотации.

Список литературы

1. Ireland P. The behavior of wash water injected into a froth [Text] / P. Ireland, R. Cunningham, G. J. Jameson // International Journal of Mineral Processing. Volume 84, Issues 1-4. – 2007. – Pp. 99-107.

2. Ледян Ю.П., Щербакова М.К. Совершенствование способа вторичного обогащения флотационного концентрата в пенном слое // Горная механика и машиностроение. – 2012. – № 4. – с. 50-57.

3. Морозов Ю.П. Повышение эффективности флотоклассификации руд и хвостов обогащения / Ю.П. Морозов, Г.Ж. Абдыкирова, Е.А. Бекчурина, С.Б. Дюсенова // Обогащение руд. – 2017. – № 2. – С. 38-43.

4. Морозов Ю.П., Валиева О.С., Мухтаров Н.Г. Предложения по реализации обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах на Балхашской обогатительной фабрике // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 19-20 апреля 2017 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С. 320-323.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ СУЖАЮЩЕГОСЯ ЖЕЛОБА НА ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ ОАО «СВЯТОГОР»

Морозов Ю.П.¹, Тропников Д.Л.², Кузнецов В.А.², Комаровский В.Л.²,
Валиева О.С.¹, Интогарова Т.И.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург,

²ОАО «Святогор», г. Красноуральск, Россия

Обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах является перспективным направлением повышения эффективности флотационного обогащения сульфидных руд.

Впервые сужающиеся желоба испытаны в 1986-1988 гг. в промышленных условиях Бурибаевской и Сибайской обогатительных фабрик. Установлено, что реализация технологии с обогащением пенных продуктов в сужающихся желобах позволяет повысить извлечение ценных компонентов в концентрат, существенно уменьшить фронт флотации за счет снижения циркуляции продуктов флотации [1].

Применительно к Балхашской ОФ технология исследована в лабораторных условиях на пенном продукте, полученном при флотации руды Шатыркульского месторождения. Показано, что в верхнем продукте сужающегося желоба возможно получение кондиционного медного концентрата с массовой долей меди 20 % при извлечении в него меди 27 % [2].

Нами на обогатительной фабрике ОАО «Святогор» проведены промышленные испытания сужающегося желоба для обогащения пенных продуктов, общий вид которого представлен на рисунке 1.

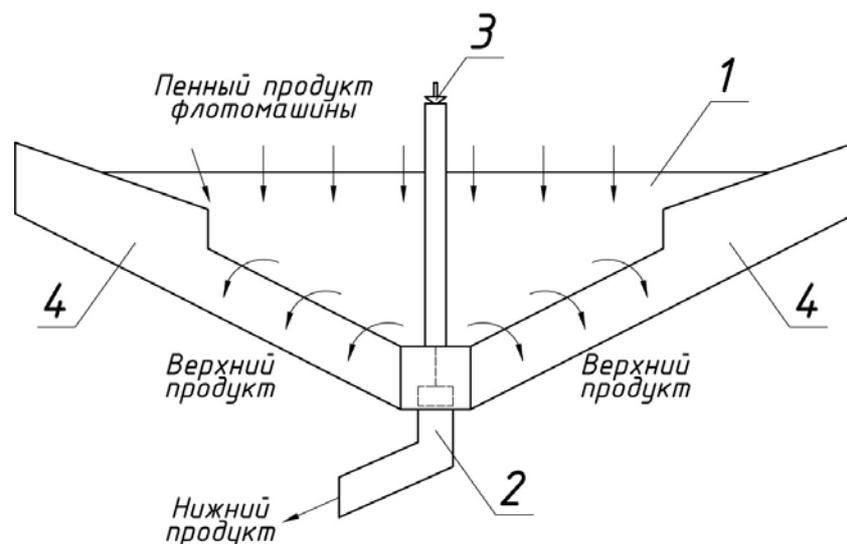


Рисунок 1 – Общий вид сужающегося желоба:

- 1 – сужающийся желоб; 2 – патрубок для разгрузки нижнего продукта;
3 – регулятор выхода нижнего продукта; 4 – борта сужающегося желоба

Аппарат представляет собой сужающийся желоб 1, на узком конце которого установлен патрубок 2 для разгрузки нижнего продукта, над патрубком 2 установлен регулятор 3 выхода нижнего продукта с возможностью вертикального перемещения. Борта 4 сужающегося желоба выполнены с постоянной высотой, через них осуществляется разгрузка верхнего продукта желоба.

Промышленные испытания сужающегося желоба выполнены на пенных продуктах в операциях: основной медной флотации руды Волковского месторождения; основной медной флотации конвертерных шлаков; первой перечистой и контрольной медной флотации руды Сафьяновского месторождения; первой перечистой цинковой флотации руды Ново-Шемурского месторождения.

Методика промышленных испытаний состоит в следующем.

Сужающийся желоб устанавливали в сборные желоба пенных продуктов широкой стороной к пенным порогам флотационных камер. После установки сужающегося желоба в заданной операции флотации осуществляли опробование специальными пробоотборниками верхнего и нижнего продуктов сужающегося желоба с определением производительности по твердому питанию и массовой доли меди и цинка. Соотношение производительности по верхнему и нижнему продуктам в каждом режиме устанавливали с помощью величины открытия заслонки регулятора выхода нижнего продукта. При переходе к следующим условиям работы желоба, с целью исключения опробования в переходном режиме, опробование продуктов разделения осуществляли через 10 минут после начала работы в заданном режиме.

Результаты промышленных испытаний сужающегося желоба в операции основной медной флотации руды Волковского месторождения приведены в таблице 1. Установлено, что обогащение пенного продукта в операции основной медной флотации позволяет получить в верхнем продукте сужающегося желоба кондиционный медный концентрат с массовой долей меди более 20 % при извлечении меди в него от 21 до 28 %. Чем больше пенного продукта поступает в сужающийся желоб, тем выше показатели обогащения.

Таблица 1 – Результаты промышленных испытаний сужающегося желоба в операции основной медной флотации руды Волковского месторождения

Производительность по твердому Q , кг/ч	Показатели разделения		
	$\gamma_{\text{верхн.}}$, %	$\beta_{\text{верхн.}}$, %	$\varepsilon_{\text{верхн.}}$, %
204,0	18,84	20,60	27,92
70,0	14,66	20,57	21,49
328,0	11,34	16,99	29,24

Результаты промышленных испытаний сужающегося желоба в операции первой перечистой медной флотации руды Сафьяновского месторождения приведены в таблице 2. Установлено, что обогащение пенного продукта в операции перечистой медной флотации позволяет получить в верхнем продукте сужающегося желоба кондиционный медный концентрат с массовой долей меди более 19 % при извлечении меди в него от 66 до 73 %.

Таблица 2 – Результаты промышленных испытаний сужающегося желоба в операции первой перечистой медной флотации руды Сафьяновского месторождения

Производительность по твердому Q , кг/ч	Показатели разделения		
	$\gamma_{\text{верхн.}}$, %	$\beta_{\text{верхн.}}$, %	$\varepsilon_{\text{верхн.}}$, %
11,96	62,307	16,02	65,464
7,81	67,806	19,38	73,101
7,28	56,623	19,73	66,166

Результаты промышленных испытаний сужающегося желоба в операции первой перечистой цинковой флотации руды Ново-Шемурского месторождения приведены в таблице 3. Установлено, что обогащение пенного продукта в операции перечистой цинковой флотации позволяет получить в верхнем продукте сужающегося желоба кондиционный цинковый концентрат с массовой долей цинка более 48 % при извлечении цинка в него от 72 до 81 %. Чем больше пенного продукта поступает в сужающийся желоб, тем выше показатели обогащения. Так, при производительности сужающегося желоба по исходному питанию 1 кг/ч извлечение цинка составляет 72 %, а при производительности 1,41 кг/ч – 81,5 %.

Таблица 3 – Результаты промышленных испытаний сужающегося желоба в операции первой перечистой цинковой флотации руды Ново-Шемурского месторождения

Производительность по твердому Q , кг/ч	Показатели разделения		
	$\gamma_{\text{верхн.}}$, %	$\beta_{\text{верхн.}}$, %	$\varepsilon_{\text{верхн.}}$, %
0,87	35,53	49,01	35,996
1,08	71,518	47,83	72,274
1,41	80,614	48,13	81,544

В целом, промышленными испытаниями установлено, что использование сужающихся желобов в операциях основной и перечистой флотации позволяет получать кондиционные концентраты при высоком извле-

чении в них ценных компонентов. Использование процесса обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах в схемах флотации равноценно операции перечистой флотации и позволит повысить показатели обогащения при существенном снижении энергозатрат, обеспечить работу флотомашин без пеногонов. Сужающиеся желоба для обогащения пенных продуктов могут быть рекомендованы к внедрению в операциях основной и перечистой флотации медных и медно-цинковых руд на обогатительной фабрике ОАО «Святогор».

Список литературы

1. Морозов Ю.П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. – Екатеринбург, 2001. – 397 с.
2. Морозов Ю.П., Валиева О.С., Мухтаров Н.Г. Предложения по реализации обогащения пенных продуктов флотации в сужающихся желобах на Балхашской обогатительной фабрике // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXII Междунар. науч.-техн. конф., 19-20 апреля 2017 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С.320-323.

УДК 622.765

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНОЙ НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ

Колтунов А.В., Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Клевакин Е.В.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Исследуемая руда относится к сульфидным медно-никелевым рудам со средним содержанием никеля 0,69 %. Содержание меди в руде незначительно и составляет не более 0,13 %.

По минеральному составу руда относится к халькопирит (2-15 %) – пентландит (5-10 до 20-30 %) – пирротиновому (60-75 %) типу с ограниченным развитием арсенидов (1-3 %) и сульфоарсенидов никеля и кобальта.

Характерной особенностью таких руд является то, что пентландит тесно ассоциирован с пирротином, халькопиритом и мышьяксодержащими сульфидами. Основная часть никеля распределена между пентландитом (до 68 %) и пирротином (около 23 %), в котором он присутствует в виде изоморфной примеси.

Кроме никеля важнейшими компонентами руды, существенно повышающими ее ценность, являются благородные металлы, такие как элементы платиновой группы (ЭПГ) – платина, палладий, родий, рутений и

др., а также золото и серебро. Благородные металлы (ЭПГ, Au, Ag) ассоциированы со всеми сульфидами, присутствующими в рудах [1].

Учитывая особенности минерального и вещественного состава руды, целью исследований являлась разработка реагентного режима флотации, обеспечивающего максимальное извлечение никеля, а также благородных металлов в коллективный сульфидный концентрат.

В ходе исследований изучено влияние продолжительности измельчения, расхода и номенклатуры реагентов-собирателей, расхода и состава реагентов-регуляторов на показатели флотации.

Исследование влияния продолжительности измельчения на извлечение никеля в концентрат проводили при расходе бутилового ксантогената калия 125 г/т, в известковой среде при pH = 10. Установлено, что при таких условиях флотации наибольшее извлечение никеля в концентрат (71,5 %) достигается при продолжительности измельчения 45 минут. Увеличение продолжительности измельчения не приводит к повышению извлечения никеля в концентрат (рисунок 1), потому все дальнейшие исследования реагентного режима флотации проводили при измельчении руды в течение 45 мин.

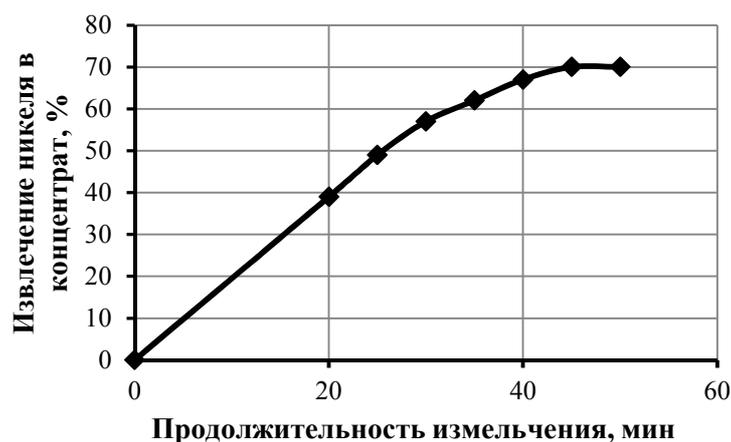


Рисунок 1 – Влияние продолжительности измельчения на извлечение никеля в концентрат

При изучении влияния номенклатуры реагентов-собирателей использовали бутиловый ксантогенат калия и собиратель Aerophine 3418А компании Cytec, представляющий собой диизобутилдитиофосфинат натрия.

Как свидетельствуют результаты исследований [2], использование в качестве собирателя Aerophine 3418А в сочетании с ксантогенатами способствует повышению извлечения платины и пирротина в сульфидный концентрат.

На рисунке 2 показано влияние расхода аэрофайна в сочетании с ксантогенатом на извлечение никеля в концентрат. Установлено, что оптимальным является расход аэрофайна 50 г/т при соотношении с ксантогенатом 1:1.

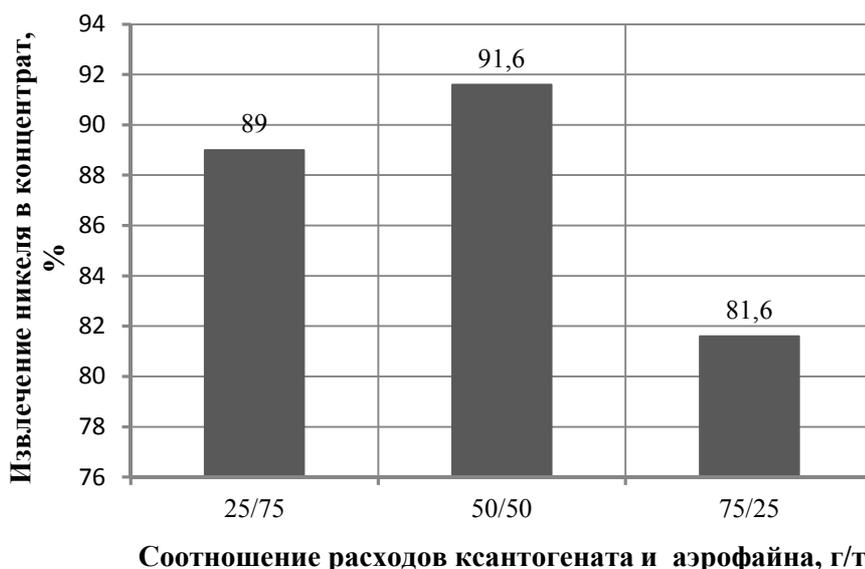


Рисунок 2 – Влияние соотношения расходов аэрофайна и ксантогената на извлечение никеля в концентрат

При расходе собирателей (аэрофайна и ксантогената) 50 г/т, в соотношении 1:1 исследовано их влияние на флотацию сульфидов в содовой среде. Установлено, что в содовой среде (расход соды – 800 г/т) извлечение никеля в концентрат несколько возрастает (до 92 %) по сравнению с флотацией в известковой среде при рН=10.

Также изучено влияние медного купороса на флотацию сульфидов в содовой среде (расход соды – 800 г/т). Расход медного купороса варьировали от 100 до 300 г/т.

Анализ результатов флотации в данном режиме показал, что подача медного купороса повышает извлечение никеля и пирротина в сульфидный концентрат. Так при расходе медного купороса 200 г/т извлечение никеля в концентрат повышается до 93 %, а извлечение серы в концентрат повышается до 92 %.

Таким образом, в результате проведенных исследований разработан реагентный режим флотации сульфидной никелевой руды, обеспечивающий максимальное извлечение никеля и пирротина в коллективный концентрат.

Список литературы

1. Чернышов Н.М., Чернышова М.Н. Особенности распределения и модель механизма фракционирования металлов платиновой группы в сульфидных никелевых рудах Еланского типа месторождений // Вестник ВГУ Серия: Геология, № 1, 2011 г. С. 117-132.
2. Лавриненко А.А., Саркисова Л.М., Глухова Н.И., Кунилова И.В. О взаимодействии бутилового ксантогената и Аэрофайна 3418А с пирротинном при флотации сульфидного платино-медно-никелевого сырья // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения 2013). – С. 191-194.

РЕЗУЛЬТАТЫ ГЕНЕРАЛЬНОГО ОПРОБОВАНИЯ СХЕМ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ НА ДОФ-1 И ДОФ-2 ОАО «ПЕРВОУРАЛЬСКОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ»

Часнык К.А.¹, Шевченко А.С.², Фризен В.Г.³, Джураев А.Р.³

¹ОАО «Первоуральское рудоуправление», г. Первоуральск;

²ООО НПП «Обогащение полезных ископаемых», ³ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

ОАО «Первоуральское рудоуправление» перерабатывает титаномагнетитовые руды Первоуральского месторождения. Продукцией рудоуправления является железованадиевый концентрат и горнблендитовый щебень.

Основными технологическими подразделениями являются карьер и две дробильно-обогащительные фабрики ДОФ-1 и ДОФ-2.

На ДОФ-1 и ДОФ-2 получают различную щебеночную продукцию и магнитный концентрат с массовой долей железа 32-36 %.

С целью оценки технологических показателей получения железного концентрата выполнено опробование схем магнитной сепарации на ДОФ-1 и ДОФ-2. Опробование выполнено в двух режимах:

1. В режиме с получением магнитного концентрата заданного качества не менее 32 %.

2. В режиме с получением максимально возможного извлечения железа в концентрат.

Для опробования намечены точки отбора проб, показанные на качественно-количественных схемах (рисунки 1-4). Отбор проб в каждой точке осуществлялся следующим образом. С помощью специального пробоотборника отбирали пробу за фиксированный отрезок времени. Отобранную пробу подвергали взвешиванию и химическому анализу на железо. Далее выполнен расчет выходов продуктов и извлечения железа в них. Также определены показатели по магнитному железу.

По полученным результатам опробования выполнены расчеты качественно-количественных схем магнитной сепарации.

Качественно-количественная схема магнитной сепарации на ДОФ-1 в первом режиме приведена на рисунке 1.

Установлено, что в магнитный концентрат с массовой долей железа около 32 % извлекается 7,44 % железа общего, 10,28 % железа магнитного. С целью повышения извлечения железа в магнитный продукт выполнено опробование схемы в режиме с повышенным выходом магнитного продукта, который обеспечивался изменением положения делительного шибера на магнитном сепараторе в сторону увеличения выхода магнитной фракции.

Качественно-количественная схема магнитной сепарации на ДОФ-1 в режиме 2 приведена на рисунке 2.

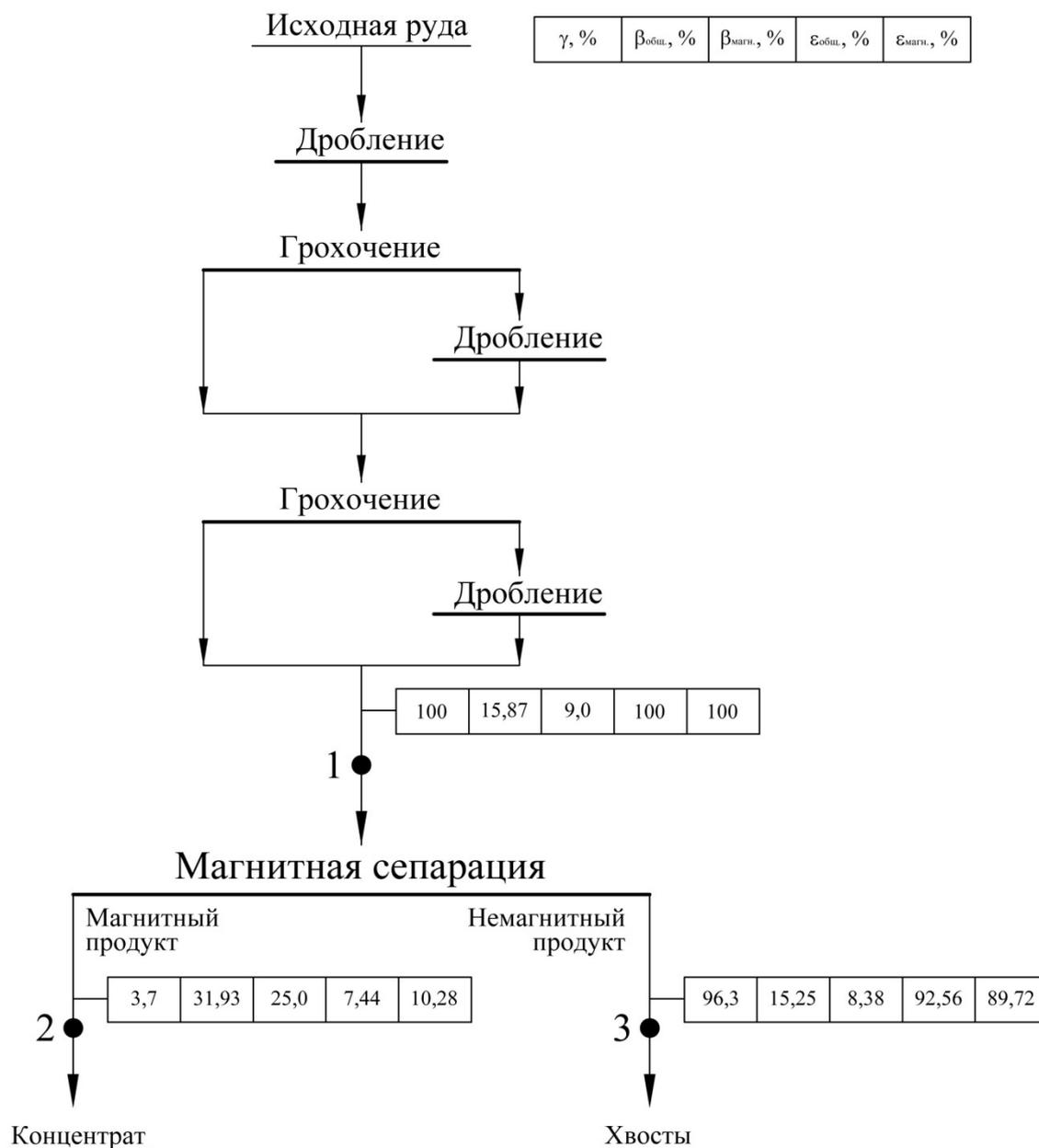


Рисунок 1 – Качественно-количественная схема магнитной сепарации на ДОФ-1 (опробование 1): γ – выход продукта; $\beta_{\text{общ}}$ – массовая доля железа общего; $\beta_{\text{магн}}$ – массовая доля железа магнитного; $\epsilon_{\text{общ}}$ – извлечение железа общего; $\epsilon_{\text{магн}}$ – извлечение железа магнитного; ● – точки опробования

В сравнении с режимом 1 магнитная сепарация в режиме 2 приводит к существенному повышению извлечения в магнитную фракцию железа общего и железа магнитного. Так, извлечение железа общего повысилось с 7,44 % до 12 %, а железа магнитного – с 10,38 % до 18,5 %.

Качественно-количественная схема магнитной сепарации на ДОФ-2 в первом режиме приведена на рисунке 3.

Установлено, что в магнитный концентрат с массовой долей железа 34 % извлекается 11,2 % железа общего и 16,3 % железа магнитного.

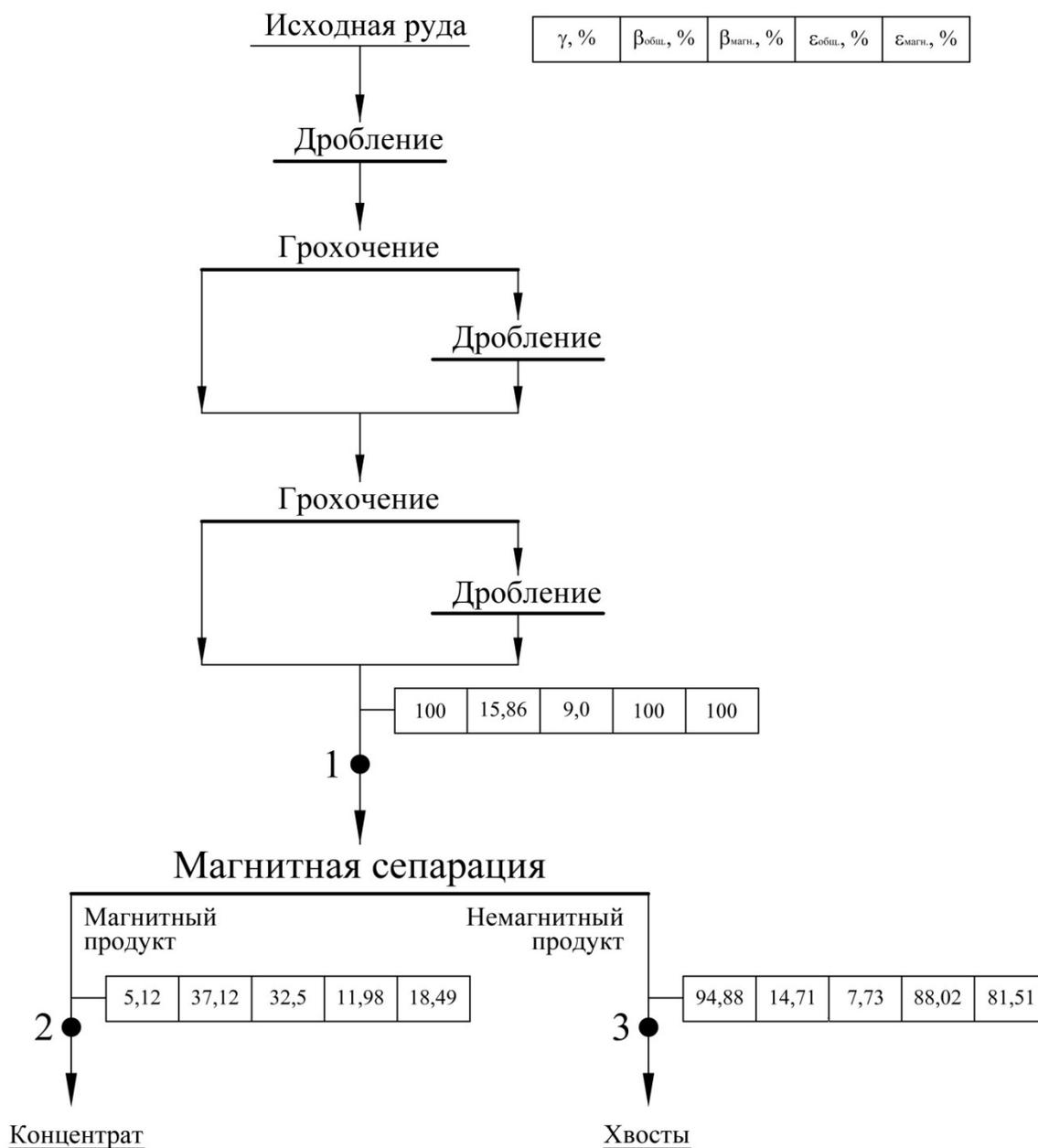


Рисунок 2 – Качественно-количественная схема магнитной сепарации на ДОФ-1 (опробование 2): γ – выход продукта; $\beta_{\text{общ}}$ – массовая доля железа общего; $\beta_{\text{магн}}$ – массовая доля железа магнитного; $\epsilon_{\text{общ}}$ – извлечение железа общего; $\epsilon_{\text{магн}}$ – извлечение железа магнитного; ● – точки опробования

С целью повышения извлечения железа в магнитный продукт на ДОФ-2 выполнено опробование схемы магнитной сепарации в режиме в повышенным выходом магнитного продукта, который обеспечивался повышением напряженности магнитного поля и изменением положения делительного шибера на магнитном сепараторе в сторону увеличения выхода магнитной фракции.

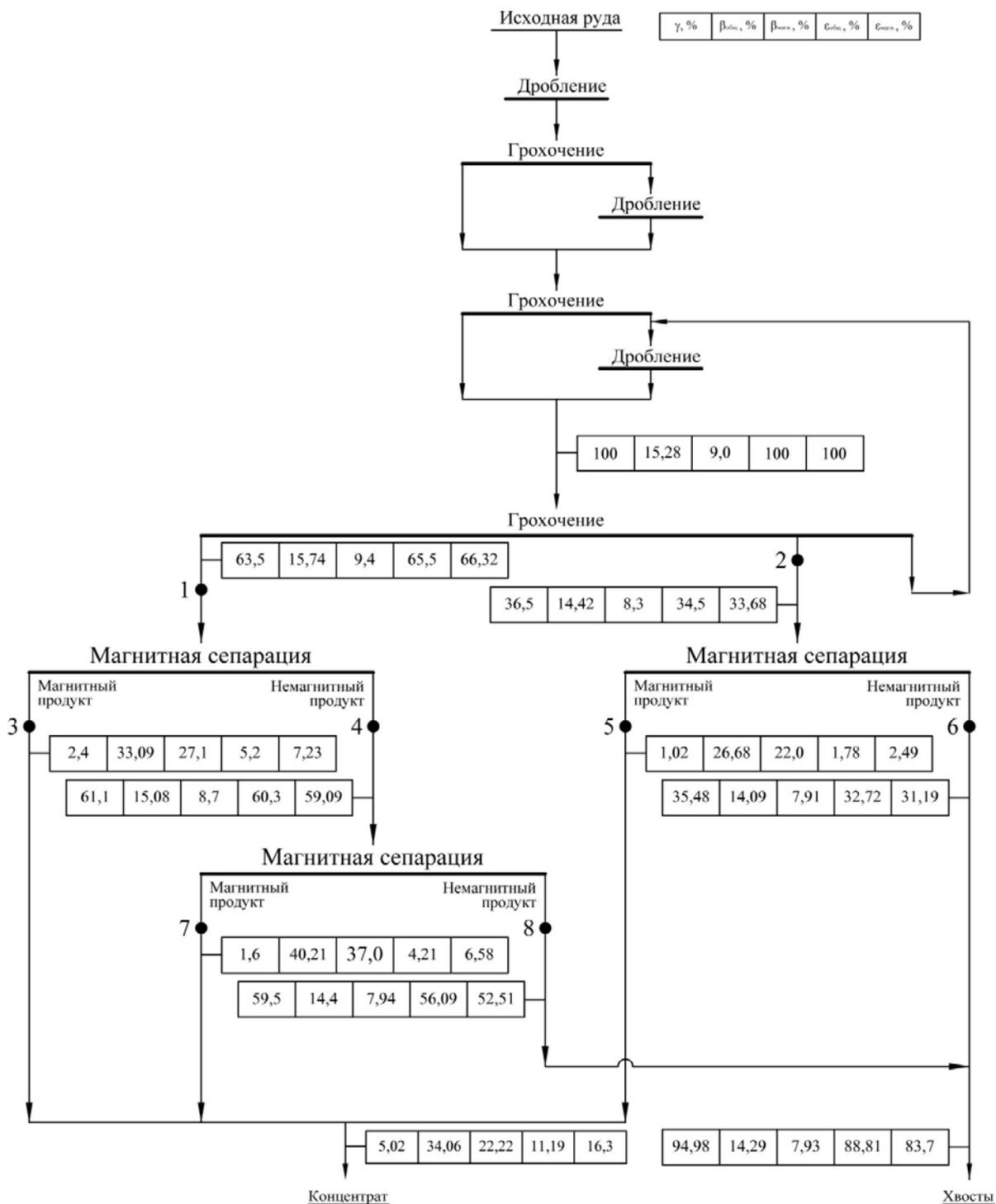


Рисунок 3 – Качественно-количественная схема магнитной сепарации на ДОФ-2 (опробование 1): γ – выход продукта; $\beta_{\text{общ.}}$ – массовая доля железа общего; $\beta_{\text{магн.}}$ – массовая доля железа магнитного; $\epsilon_{\text{общ.}}$ – извлечение железа общего; $\epsilon_{\text{магн.}}$ – извлечение железа магнитного; ● – точки опробования

Качественно-количественная схема на ДОФ-2 в режиме 2 приведена на рисунке 4. В сравнении с режимом 1 магнитная сепарация в режиме 2 на ДОФ-2 приводит к существенному повышению извлечения в магнит-

ную фракцию железа общего и железа магнитного. Так, извлечение железа общего повысилось с 11,19 до 19,4 %, а железа магнитного – с 16,3 до 23,3 %.

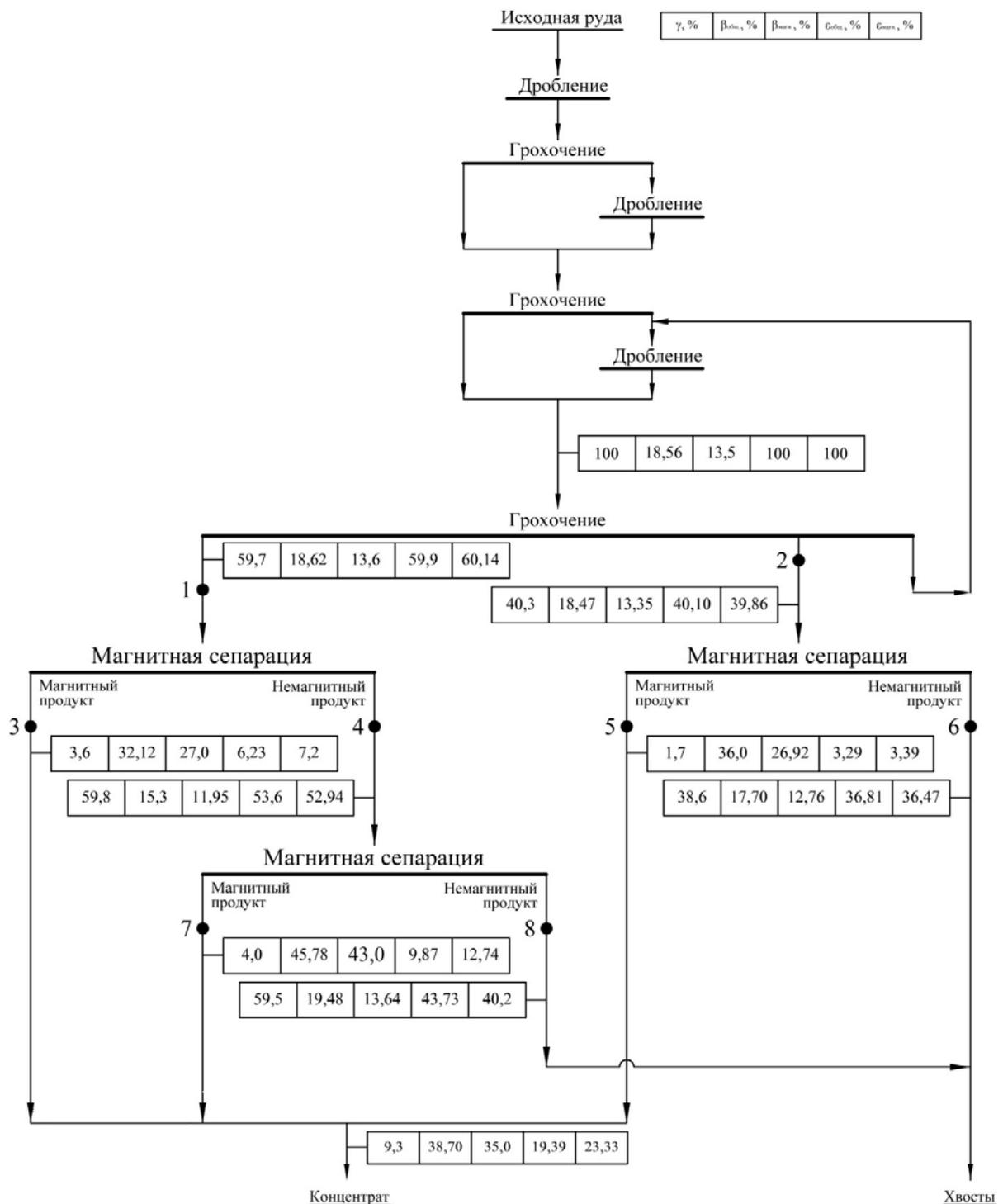


Рисунок 4 – Качественно-количественная схема магнитной сепарации на ДОФ-2 (опробование 2): γ – выход продукта; $\beta_{\text{общ.}}$ – массовая доля железа общего; $\beta_{\text{магн.}}$ – массовая доля железа магнитного; $\epsilon_{\text{общ.}}$ – извлечение железа общего; $\epsilon_{\text{магн.}}$ – извлечение железа магнитного; ● – точки опробования

В целом результаты опробования схем магнитной сепарации в двух режимах показали возможность существенного увеличения извлечения железа в магнитную фракцию, что должно привести к повышению качества щебеночной продукции ОАО «Первоуральское рудоуправление». Задачей дальнейших исследований является разработка технологий переработки получаемой магнитной фракции с получением высококачественного железного концентрата с массовой долей железа не менее 67 %.

УДК 669.85/.86.001.4:66.081

ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ СОРБЦИЕЙ

Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А., Дукембаева А.Ж.
АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан

В связи с сокращением поставок редкоземельных элементов (РЗЭ) из КНР на мировой рынок и для восполнения их дефицита в ряде стран объявлено о реализации проектов по освоению новых месторождений и техногенных минеральных образований [1].

В основе производства концентратов и солей РЗЭ лежит гидрометаллургическая технология, классическими методами которой являются выщелачивание и осаждение. Но они отличаются многостадийностью и нуждаются в большом количестве химического оборудования. Кроме того, требуют большого расхода химических реагентов, которые не всегда могут быть регенерированы. Все эти факторы сказываются на себестоимости конечного продукта. Согласно проведенному анализу [2] затраты на производство зависят от содержания РЗЭ в исходном сырье – чем ниже содержание, тем выше затраты.

Сорбционные методы выделения РЗЭ из бедных растворов являются наиболее перспективными, т.к. они высокопроизводительны, селективны, просты в аппаратурном оформлении, позволяют организовать замкнутые технологические циклы.

Способ подземного выщелачивания урана позволяет попутно извлекать в серноокислые растворы ценные металлы – рений, молибден, ванадий, редкоземельные элементы. Содержание РЗЭ в этих растворах колеблется от 10 до 50 мг/дм³ [3].

В работе [4] приведены результаты исследований сорбции РЗЭ из сбросных сульфатных растворов уранового производства, содержащих несколько десятков миллиграммов на литр суммы РЗЭ, до 1 г/дм³ алюминия и 2 г/дм³ железа, с использованием карбоксильного ионита СУВВЕР LX 280. Показано, что из очищенных от железа и алюминия растворов степень сорбции РЗЭ превышает 95 %.

Проведены исследования возможности извлечения РЗЭ из растворов после сорбции урана с рН 2, содержащего 2,87 г/дм³ железа (III) и 54,5 мг/дм³ суммы РЗЭ, сорбцией на сульфокатионите КУ-2-8н [5]. Определена полная обменная динамическая емкость (ПДОЕ) по РЗЭ, равная 0,454 мг/г. Степень сорбции суммы РЗЭ составила 72,8 %, а железа – 72,1 %.

Красный шлам является крупнотоннажным отходом производства глинозема по способу Байера, который наряду с железом, алюминием, кремнием содержит 0,1-0,6 % редкоземельных элементов и до 120 г/т скандия [6]. В процессе сорбционного извлечения скандия из красных шламов в жидкую фазу пульпы попутно переходит 45-50 % РЗЭ и 35-40 % алюминия [7]. Сорбционное извлечение РЗЭ проводили из фильтрата сорбции скандия на сульфокислотном катионите КУ-2-8н. Установлена возможность сорбционного извлечения РЗЭ, иттрия и алюминия из сернокислотных сбросных пульп, полученных после сорбционного выщелачивания скандия из красных шламов. Определена сорбционная емкость ионита, равная 1,2 мг/г. Получен черновой концентрат состава, масс. %: Ln₂O₃ 1,36; Fe₂O₃ 0,97; Al₂O₃ 38,82; TiO₂ 0,22; CaO 0,16; SiO₂ 0,06. Извлечение РЗЭ, иттрия и алюминия из жидкой фазы сбросной пульпы составило 90,86 и 70 % соответственно.

В рамках совершенствования данной технологии с целью выбора катионита с большей селективностью к РЗЭ, чем у ионита КУ-2-8н исследованы карбоксильные катиониты КМ-2п, СГ-1м, фосфорнокислые катиониты СФ-4 и СФ-5, а также современные иониты: хелатообразующий сульфопосфорнокислый катионит Purolite S957 и сульфокислотные катиониты Purolite C160, Amberser RE и Cybber KX100 [8].

Установлено, что рассматриваемые катиониты обладают близкими значениями емкости по РЗЭ – 1,20-1,28 мг/г. Отмечено, что наиболее селективным ионитом является хелатообразующий сульфопосфорнокислый катионит Purolite S957.

Производство экстракционной фосфорной кислоты (ЭФК) из фосфорсодержащего сырья (апатиты, фосфориты) по сернокислотному способу сопровождается образованием отвального продукта – фосфогипса, содержащего 0,3-0,5 % суммы оксидов редкоземельных элементов.

Для выделения РЗЭ из фосфогипса обоснованными являются сорбционные методы [9].

Разработана технология извлечения лантаноидов и иттрия из фосфогипса от переработки апатитов [10-12], основанная на применении мокрой механоактивации фосфогипса в шаровой мельнице при Т:Ж=1:1 до конечной тонкости помола < 1 мкм с последующей сорбцией РЗЭ из сернокислой пульпы измельченного фосфогипса при Т:Ж=1:3, концентрации серной кислоты 10 г/дм³.

Проведено опытно-промышленное испытание разработанной технологии, при этом переработано 40 т фосфогипса, получено более 100 кг концентрата карбонатов РЗЭ состава, масс. %: Ln_2O_3 56,99-66,10; Al_2O_3 0,09-0,19; Fe_2O_3 0,03-0,06; CaO 0,63-1,78. Средняя степень извлечения РЗЭ составила 65 %.

По данным [13] около 20 % редкоземельных элементов переходит в экстракционную фосфорную кислоту, остальное – в фосфогипс, а суммарное содержание лантаноидов в ЭФК составляет 0,1-1,2 масс. % по оксидам.

В последнее время появились работы, посвященные сорбционному извлечению РЗЭ с применением ионообменных смол непосредственно из ЭФК. В работе [14] представлены данные по извлечению РЗЭ сорбцией на сульфокатионите КУ-2 из 40,5 масс. % по P_2O_5 неупаренной ЭФК производства ОАО «Балаковские минеральные удобрения» (г. Саратов, РФ), состава, г/дм³: Σ РЗЭ 0,189; Al 2,02; Ti 1,81; Fe 0,828; Ca 0,012.

Установлено, что железо, алюминий и титан слабо удерживаются сорбентом, а разделение РЗЭ и кальция затруднено. Степень сорбции РЗЭ не превышает 25 %. Повышение температуры ведения сорбции снижает показатели на 30 %.

Предложен способ [15] извлечения РЗЭ сорбцией на сульфоксидном катионите КУ-2-8 ЧС, имеющем динамическую емкость 1,63 ммоль/см³, из экстракционной фосфорной кислоты ОАО «Аммофос» (г. Череповец, РФ) с концентрацией 34,0 масс. % P_2O_5 , содержащей, г/дм³: Σ РЗЭ 1,12; ThO_2 0,018; Na_2O 2,22; MgO 0,3; CaO 0,90; SiO_2 6,50; Al_2O_3 4,70; TiO_2 0,78; F 16,0; Fe_2O_3 3,45.

Последующая водная промывка, десорбция концентрированным раствором сульфата аммония и двухстадийная обработка десорбата аммоний-содержащим осадителем позволяют получить концентрат РЗЭ, свободный от тория. Сквозное извлечение РЗЭ составило 97,2 %.

Известно [16], что в сульфокатионитах на основе полистирола и дивинилбензола функциональные группы в целом малоспецифичны по отношению к большинству катионов.

Результаты опробования для сорбционного извлечения редкоземельных элементов из экстракционной фосфорной кислоты ряда ионообменных смол (КУ-2-8, КУ-23, Purolite C150, Cybber K 120, Cybber KX 100, Tulsion CXO 12 Gel, Tulsion CXO 12 MP, Tulsion A-3663 MP, Axion) приведены в [19, 20].

Эксперименты проводили с использованием ЭФК текущего производства ОАО «Аммофос» (г. Череповец, РФ) состава, г/дм³: P_2O_5 350,0; F 19,52; Fe_2O_3 2,91; Al_2O_3 5,90; TiO_2 1,6. Исследуемые смолы показали следующие емкости при температуре 25 °С, мг/г: Purolite C150 17,0; Cybber K 120 14,1; КУ-2-8 9,7; КУ-23 8,0; Cybber KX 100 1,2; Axion 1,1; Tulsion CXO 12 Gel <0,01; Tulsion CXO 12 MP <0,01; Tulsion A-3663 MP <0,01.

Наиболее перспективны, по мнению авторов, катиониты КУ-2-8, Purolite и Cybber.

Установлено, что при температуре окружающей среды равновесие в системе смола – кислота для выбранных катионитов наступает не менее чем через 4 часа, в то же время при повышении температуры до 50 °С равновесие в системе наступает в течение часа. Изучение влияния температуры процесса сорбции РЗЭ из ЭФК на величину статической обменной емкости испытуемых марок катионитов Purolite C150, КУ-2-8 и Cybber К 120 показало, что с повышением температуры сорбции с 15 до 80 °С СОЕ возросла с 14,6, 11,2 и 13,0 мг/г до 23,0, 14,8 и 17,2 мг/г соответственно.

Поскольку температура экстракционной фосфорной кислоты в производственных условиях находится в пределах 60-80 °С, и в этих условиях сорбенты имеют максимальную емкость по РЗЭ, снимается вопрос об охлаждении кислоты перед подачей ее на сорбцию. На основании испытаний предложено использовать катионит Purolite C150.

Практический интерес представляют исследования сорбции редкоземельных элементов на различных сорбентах из модельных растворов с целью определения ионитов с высокой степенью селективности и большой емкостью. Так, исследование сорбции La (III) [21] из растворов с концентрацией 70 мг/дм³ лантана на макропористых смолах Lewatit TP 207, содержащей группы имунодиуксусной кислоты, и Lewatit TP 260, содержащей группы аминотилфосфоновой кислоты, показало, что повышение температуры процесса благоприятствует сорбции лантана, как на Lewatit TP 207, так и на Lewatit TP 260. Оптимальные значения pH для количественной сорбции определены в интервале 1,5-4,6 для Lewatit TP 207 и около 5,2 для Lewatit TP 260. Сорбционная емкость Lewatit TP 207 и Lewatit TP 260 составила 114,7 и 106,7 мг/г соответственно, что значительно превышает сорбционную емкость сульфокатионита КУ-2-8 – 61 мг/г при pH 2,0 [22].

Результаты многолетних исследований сорбции РЗЭ из кислых растворов на резорцин-формальдегидном (РФ) полимерном материале приведены в [23, 24]. Авторы исследования рассматривают данную смолу как перспективный материал для сорбции РЗЭ из водных растворов.

Выводы. Анализ научно-технической литературы показывает, что в настоящее время проводится большое количество исследований по разработке технологических схем сорбционного извлечения редкоземельных элементов, некоторые из которых доведены до стадии опытных испытаний. Однако, широкое внедрение ионообменной технологии в гидрометаллургию сдерживается сложным составом растворов. Выбор сорбента для практического решения задач является важным этапом, поскольку его модификация влияет на эффективность сорбции РЗЭ. Поэтому современные научные исследования направлены на поиск новых сорбентов для создания

конкурентоспособной технологии сорбционного извлечения редкоземельных элементов из технологических и производственных растворов.

Список литературы

1. ERES 2014 – 1st International Conference on European Rare Earth Resources. - Milos island, Greece. 2014.
2. Петров И.М. Обзор проектов по освоению месторождений РЗМ в мире // Сб. материалов Междунар. научно-практ. конф. «Актуальные вопросы получения и применения РЗМ». – М., 2014. – С. 14-16.
3. Лаверов Н.П., Абдульманов Н.Г., Бровин К.Г. Подземное выщелачивание полиэлементных руд. – М.: Изд-во АГН, 1998. – 446 с.
4. Lokshin E.P., Ivanenko V.I., Tareeva O.A., Korneikov R.I. Sorption of rare earth elements of waste solution of leaching uranium // Russian Journal of Applied Chemistry. 2013. – V. 86, Issue 3, – P. 450-452.
5. Суркова Т.Ю., Мукушева А.С., Юлусов С.Б., Дуленин А.П., Гущин А.П. Извлечение редкоземельных элементов из растворов подземного выщелачивания урановых руд // Комплексное использование минерального сырья. 2011. №2. – С. 86-91
6. Абрамов В.Я., Стельмакова Г.Д., Николаев И.В. Физико-химические основы комплексной переработки алюминиевого сырья (щелочные способы). – М.: Металлургия, 1985. – 287 с.
7. Смирнов Д.И., Молчанова Т.В., Водолазов Л.И., Пеганов В.А. Сорбционное извлечение редкоземельных элементов, иттрия и алюминия из красных шламов // Цветные металлы. – 2002. – №8. – С. 64-69.
8. Пеганов В.А., Молчанова Т.В., Жарова Е.В. Ионообменное извлечение редкоземельных элементов при комплексной переработке красных шламов // Актуальные вопросы добычи, производства и применения редкоземельных элементов в России: материалы Всероссийской конф. по редкоземельным материалам «РЗМ-2013»: Сб. докладов/ под ред. проф. Б.М. Кербеля. – Северск: Изд-во СТИ НИЯУ МИФИ, 2013. – С. 79-84.
9. Хренников А.А. Михайленко М.А. Принципы выбора сорбента для извлечения РЗМ из фосфогипса// Актуальные вопросы добычи, производства и применения редкоземельных элементов в России: материалы Всероссийской конф. по редкоземельным материалам «РЗМ-2013»: Сб. докладов/ под ред. проф. Б.М. Кербеля. – Северск: Изд-во СТИ НИЯУ МИФИ, 2013. – С. 65-69.
10. Рычков В.Н., Кириллов Е.В., Кириллов С.В., Абдулазизов Б.В., Буньков Г.М. Перспективы производства редкоземельных металлов на ОАО «СУМЗ» // Актуальные проблемы урановой промышленности: Сб. докладов VII Междунар. научно-практической конф. – Алматы: ТОО «VIVA-promotion», 2014. – С. 300-305.
11. Нечаев И.Ю., Кириллов Е.В., Капустин Ф.Л., Абдулазизов Б.В. Разработка экономически эффективного способа переработки фосфогипса // Труды Конгресса с междунар. участием и элементами школы молодых ученых «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований – Екатеринбург: УРО РАН, 2014. – С. 498-501.
12. Рычков В.Н., Кириллов Е.В., Кириллов С.В., Абдулазизов Б.В., Буньков Г.М. Интенсификация извлечения РЗМ из фосфогипса // Актуальные вопросы получения и применения РЗМ: Сб. материалов междунар. научно-практической конф. – М.: ОАО «ИНСТИТУТ «ГИНЦВЕТМЕТ», 2014. – С. 90-93.
13. Чиркст Д.Э., Мелихов И.В., Сыркин Л.Н., Чаляян К.Н., Черемисина О.В. Формы кристаллизации лантаноидов из экстракционной фосфорной кислоты // Журнал прикладной химии. 1991. – Т. 64. №12. – С. 2576-2581.
14. Михайличенко А.И., Папкова М.В., Конькова Т.В., Туманов В.В. Сорбционное извлечение РЗЭ из растворов фосфорной кислоты. – М., 2014. – С. 51-55.
15. Пат. 2465207 RU. Способ извлечения редкоземельных элементов из экстракционной фосфорной кислоты / Э.П. Локшин, О.А. Тарева; опубл. 27.10.2012. Бюл. № 30.
16. Кокотов Ю.В. Иониты и ионный обмен. – Ленинград: Химия, 1980. – 152 с.

17. Мархол М. Ионообменники в аналитической химии. Свойства и применение в органической химии. – М.: Мир, 1985. – 260 с.
18. Херинг Р. Хелатообразующие ионообменники. – М.: Мир, 1971. – 280 с.
19. Шестаков С.В., Козырев А.Б., Левин Б.В., Нечаев А.В., Сибилев А.С. Сорбционное извлечение РЗЭ из низкоконцентрированного сырья – продуктов переработки апатитового концентрата / Материалы 2-й Российской конф. с междунар. участием «Новые подходы в химической технологии минерального сырья. Применение экстракции и сорбции». – Санкт-Петербург. 2013. – С. 173-174
20. Глущенко Ю.Г., Сибилев А.С., Левин Б.В. Извлечение редкоземельных элементов из экстракционной фосфорной кислоты сорбционным способом // Сб. тезисов докладов IV Всероссийской конф. по химической технологии. – М., 2012. – С. 15-17
21. Benaissa Esmâ, Abderrahim Omar, Didi Mohamed Amine. Comparative study on lanthanum (III) sorption onto Lewatit TP 207 and Lewatit TP 260 // Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry. 2014. – V. 299, Issue 1, – P. 439-446
22. Пат. 2462523 RU. Способ извлечения редкоземельных элементов из технологических и продуктивных растворов / В.Н. Рычков, Е.В. Кириллов, А.Л. Смирнов, А.А. Дементьев, Н.А. Попонин; опубл. 27.09.2012. Бюл. №27.
23. Shady S. A., Attallah M. F., Borai E. H. Efficient sorption of light rare-earth elements using resorcinol-formaldehyde polymeric resin // Radiochemistry. 2011. – V. 53, Issue 4. – P. 396-400.
24. Attallah M. F., Borai E. H., Shady S. A. Kinetic investigation for sorption of europium and samarium from aqueous solution using resorcinol-formaldehyde polymeric resin // Journal of Radioanalytical and Nuclear Chemistry. 2014. – V. 299, Issue 3. – P. 1927-1933.

УДК 622.75.77

ИЗУЧЕНИЕ СУХИХ ГРАВИТАЦИОННЫХ МЕТОДОВ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Завьялов С.С., Сафонова М.С.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
г. Екатеринбург, Россия

В настоящее время в переработку вовлекаются бедные и труднообогатимые руды, для которых вопросы предварительного обогащения становятся актуальным.

Крупные классы крупности обогащаются при помощи рентгенометрической сепарации (РРС), а мелкие классы крупности минус 30 (20) мм присоединяют к концентрату РРС, либо отправляют в отвал в зависимости от их качества и количества. Присоединение мелких классов крупности к концентрату РРС приводит к разубоживанию концентрата, а направление их в отвал приводит к потерям ценных компонентов.

Целесообразной является разработка сухого обогащения классов крупности минус 20 мм с получением отвального содержания в породной фракции. Это может быть достигнуто при узкой классификации материала в соответствие с диаграммой Г.О. Чечотта [1]. С целью получения в легкой фракции продукта с отвальным содержанием ценных компонентов необходимо задать шкалу классификации.

При этом различие в плотности между концентратом и пустой породой принимаем равным 100 кг/м^3 . Для расчета скорости свободного падения использована формула Н. Ф. Меринова [2]:

$$\vartheta_0 = \frac{24}{d \cdot \Delta} \left(\sqrt{\mu^2 + \frac{d^3 \Delta (\rho - \Delta) g}{216}} - \mu \right),$$

где d – эквивалент диаметра частиц, м; g – ускорение свободного падения, равное $9,81 \text{ м/с}^2$; μ – динамический коэффициент вязкости, $\text{Н} \cdot \text{с/м}^2$; ρ , Δ – соответственно, плотность частицы и воздуха, кг/м^3 .

Расчеты проводились для классов крупности в диапазоне от 21 до 2 мм. Полученные результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты расчета для материала крупность от 21 мм до 2 мм

d , мм	ϑ_{01}	ϑ_{02}	d , мм	ϑ_{01}	ϑ_{02}
21	55,34	54,41	11	40,02	39,34
20	54	53,09	10	38,15	37,51
19	52,63	51,75	9	36,18	35,57
18	51,23	50,36	8	34,1	33,52
17	49,78	48,94	7	31,88	31,34
16	48,29	47,48	6	29,5	28,99
15	46,75	45,97	5	26,9	26,44
14	45,16	44,4	4	24,02	23,61
13	43,52	42,78	3	20,73	20,38
12	41,8	41,1	2	16,79	16,51

Результаты таблицы 1 графически изображены на рисунке 1.

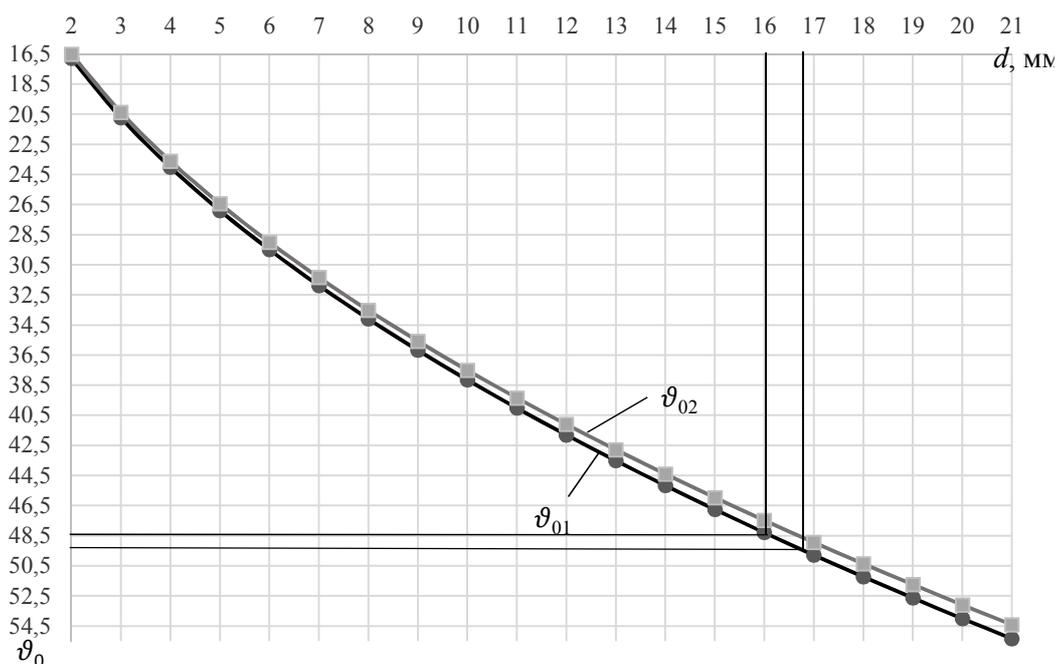


Рисунок 1 – Зависимости скорости свободного падения частиц ϑ_0 от диаметра частиц d в диапазоне крупности от 20 до 2 мм

По зависимостям, которые представлены на рисунке 1, можно определить на какие классы крупности необходимо разделить материал, чтобы получить эффективное разделение по плотности с использованием сухих гравитационных методов обогащения. Для примера показано, что тяжелые частицы концентрата крупностью 16 мм будут делиться по плотности с частицами породы с отвальным содержанием меди крупностью 16,8 мм.

Аналогично были рассчитаны скорости свободного падения для классов крупности от 2 до 0,5 мм. Полученные данные приведены в таблице 2.

По результатам из таблицы 2 построены зависимости ϑ_0 от d (рисунок 2).

Таблица 2 – Результаты расчета скорости свободного падения для материала крупностью от 2 до 0,5 мм

d , мм	ϑ_{01}	ϑ_{02}	d , мм	ϑ_{01}	ϑ_{02}
2	16,79	16,51	1,2	12,75	12,53
1,9	16,35	16,1	1,1	12,15	11,93
1,8	15,88	15,62	1	11,51	11,3
1,7	15,41	15,14	0,9	10,82	10,63
1,6	14,92	14,66	0,8	10,1	9,91
1,5	14,41	14,16	0,7	9,3	9,13
1,4	13,88	13,64	0,6	8,42	8,27
1,3	13,33	13,1	0,5	7,44	7,3

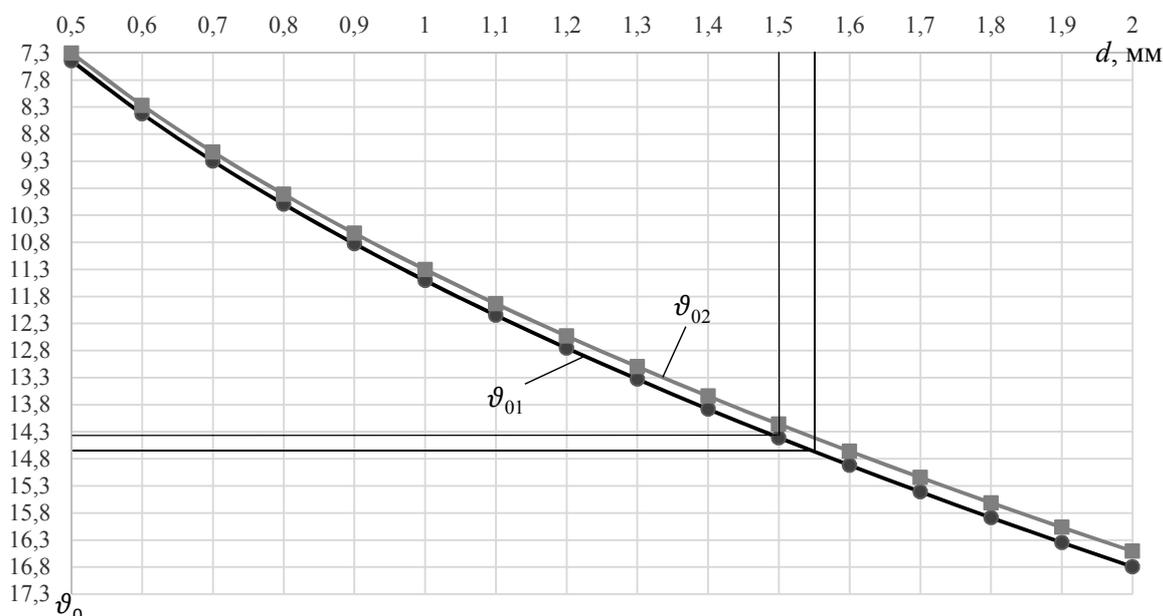


Рисунок 2 – Зависимости скорости свободного падения частиц ϑ_0 от диаметра частиц d в диапазоне крупности от 2 мм до 0,5 мм

По зависимостям, которые представлены на рисунке 2, также можно определить на какие классы крупности необходимо разделить материал,

чтобы получить эффективное разделение по плотности с использованием сухих гравитационных методов обогащения. Для примера показано, что тяжелые частицы концентрата крупностью 1,5 мм будут делиться по плотности с частицами породы с отвальным содержанием меди крупностью 1,55 мм.

Полученные результаты свидетельствуют о необходимости использования узкой классификации материала для реализации сухого гравитационного разделения. Исследованы методы воздушной сепарации, разделения по скоростям витания, стесненного динамического расслоения в плоско-качающемся желобе без сужения и с сужением.

Наиболее эффективное разделение среди исследованных методов было достигнуто при разделении частиц по скоростям витания.

Список литературы

1. Лященко П.В. Гравитационные методы обогащения. Москва, 1935. – 56 с.
2. Меринов Н.Ф. Гравитационные методы обогащения. Конспект лекций. Екатеринбург 2005. – 39 с.

УДК 622.772

РОЛЬ ОПЕРАЦИИ ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМЕ ПРОБОПОДГОТОВКИ

Волков П.С., Корнеева Е.А.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Как любая технологическая процедура получения результата (массовой доли компонента) опробование состоит из цепи последовательных операций, при выполнении которых неизбежно возникает случайная погрешность.

Причина возникновения случайной погрешности опробования весьма специфична. Если при выполнении какого-либо измерения полагают, что причиной случайной погрешности являются небольшие неточности при выполнении измерения и случайная погрешность подчиняется нормальному закону распределения, то при опробовании случайная погрешность возникает, прежде всего, вследствие изменения массы материала, состоящего из различных по качеству кусочков, и не подчиняется нормальному закону распределения. Закон распределения случайной погрешности определения массовой доли при опробовании – асимметричный – биномиальный или Пуассона. Распределения по этим двум законам вытекают из физической сущности распределения кусков руды [1].

Процессы подготовки проб исходной руды и продуктов обогащения благородных металлов на обогатительной фабрике являются одной из ключевых составляющих системы контроля качества. На представительность пробоподготовки при сокращении проб существенное влияние оказывает неравномерное распределение контролируемого металла по объему сокращаемой пробы, наличие недробимых крупных частиц металла. Учитывая эти факторы подготовить пробу по крупности до требуемых значений обычно не удастся [2, 3]. И хотя это общеизвестный факт, им пренебрегают, проводя подготовку и анализ проб по традиционным схемам (дробление или измельчение – сокращение – анализ). Это приводит к получению большой доли результатов, не укладывающихся в допустимые расхождения параллельных анализов [4].

Введение в схему пробоподготовки операции обогащения, анализ отдельно концентрата и хвостов и расчет массовой доли благородных металлов по уравнению баланса дает при проведении параллельного анализа проб, содержащих благородные металлы, удовлетворительную сходимость [5, 6].

Рассмотрим два способа получения обогащенной части: с помощью сита и с помощью центробежного концентратора, соответственно, возможны два предельных варианта формирования золотой части хвостов:

1. При использовании сит в концентрат (недробимую часть) выделяются все классы крупности золотин, т. е. крупность золотин в хвостах не меняется.

2. При использовании центробежных концентраторов в концентрат выделяются только крупные золотины, т. е. крупность золотин в хвостах уменьшается.

Зависимости относительной погрешности результата сокращения пробы до массы навески $q_{нав}=50$ г для предельных вариантов [2]:

1. Крупность золотин не меняется:

$$S_1^2 = 2 \cdot f \cdot \alpha(1 - p) \cdot \beta_m \cdot \rho_m \cdot \frac{\left(\frac{d_{max0}}{2}\right)^3}{q_{нав}} = 72\alpha(1 - p). \quad (1)$$

где f – коэффициент формы; α – массовая доля золота, г/т; p – доля извлеченного золота; β_m – массовая доля золота в минерале (золоте), г/т ρ_m – плотность минерала (золота), кг/м³; d_{max0} – размер максимального куска в пробе, м; $q_{нав}$ – масса навески для анализа, кг.

Относительная погрешность результата сокращения, после выделения золота при использовании сит, %:

$$P_1 = P_0 \cdot \sqrt{1 - p}, \quad (2)$$

где P_0 – относительная погрешность результата сокращения, до выделения золота, %.

2. Крупность золотин уменьшается пропорционально доле извлеченного золота:

$$d_{max} = d_{max \cdot 0} (1 - p). \quad (3)$$

$$S_2^2 = 2 \cdot f \cdot \alpha (1 - p) \cdot \beta_M \cdot \rho_M \cdot \frac{[d_{max \cdot 0} \cdot (1 - p)]^3}{q_{нав}} = 72\alpha \cdot (1 - p)^4. \quad (4)$$

$$P_2 = P_0 \cdot (1 - p)^2. \quad (5)$$

Из формул (2) и (5) для относительной погрешности видно, что с увеличением доли выделенного обогащением золота p относительная погрешность результата снижается, но по-разному для разных способов обогащения (получение богатого золотого продукта). Найденные зависимости представлены на рисунке 1.

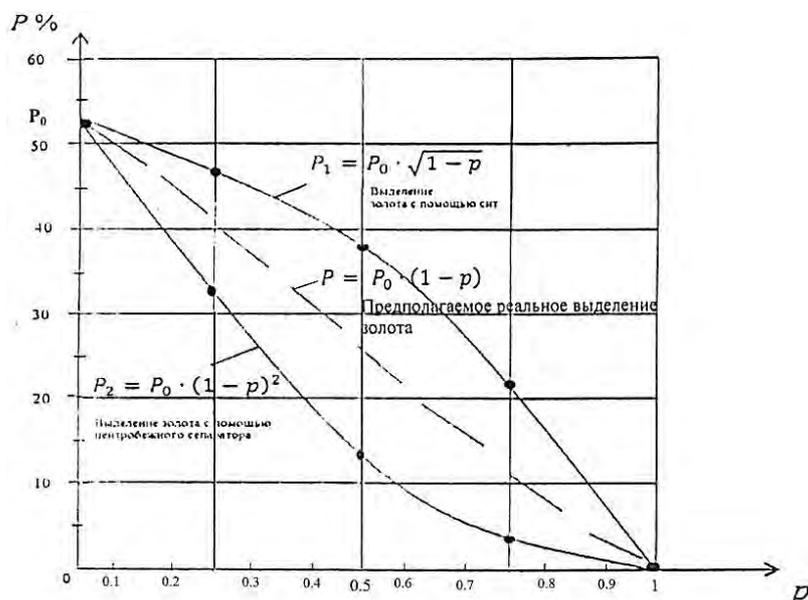


Рисунок 1 – Предельные P_1 и P_2 зависимости относительной погрешности результата подготовки проб, содержащих крупное золото, и предполагаемая реальная зависимость P [2]

Реальное извлечение золота на любом обогатительном аппарате даст промежуточные результаты, описываемые простой зависимостью

$$P = P_0 (1 - p). \quad (6)$$

Следовательно, можно утверждать, что погрешность подготовки проб с выделением золота снижается пропорционально доле этого выделения.

Эксперимент по определению влияния операции обогащения на пробоподготовку выполнен на искусственных смесях кварца крупностью -1+0, -0,63+0 и -0,22+0 мм и свинца такой же крупности. Масса пробы $q = 6,4$ кг, масса свинца в пробе 0,0064 кг, что соответствует массовой доле 1000 г/т.

Произведен расчёт и построен график изменения относительной погрешности для свинецсодержащей пробы (рисунок 2).

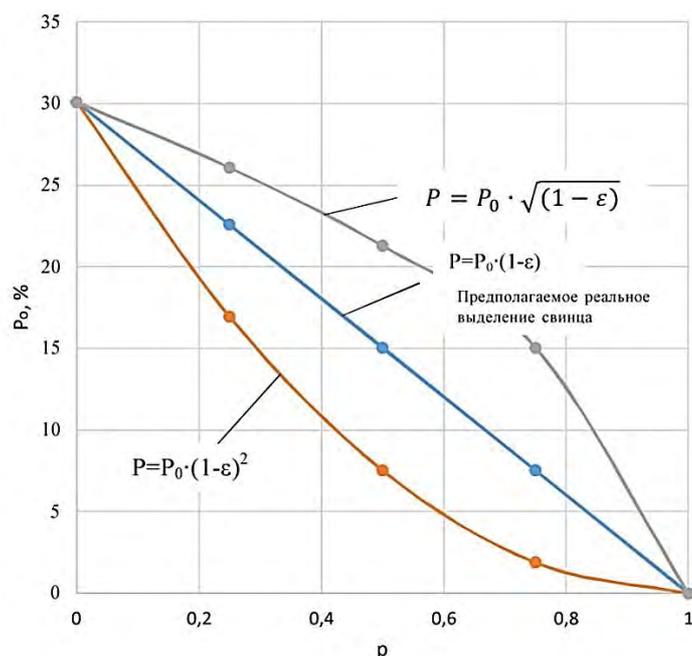


Рисунок 2 – Предельные P_1 и P_2 зависимости относительной погрешности результата подготовки проб, содержащих крупный свинец, и предполагаемая реальная зависимость P

Произведем расчеты теоретической погрешности сокращения [7], используя следующие исходные данные: $\rho_M = 11340 \text{ кг/м}^3$; $\rho_{II} = 2650 \text{ кг/м}^3$; $d_{max} = 1 \text{ мм}$; $\alpha = 1000 \text{ г/т}$.

Коэффициент формы:

$$f = \frac{q_3}{n_3 \cdot \rho_M (\bar{d})^3} = \frac{0,1857 \cdot 10^{-3}}{354 \cdot 11340 \cdot (0,5 \cdot 10^{-3})^3} = 0,4. \quad (7)$$

Здесь q_3 – масса зерен, кг; n_3 – число зерен, шт.; \bar{d} – средний размер класса, м.

В работе [6] приведено выражение для расчета погрешности сокращения пробы S_c^2 :

$$S_c^2 = 2f \cdot S_K^2 \cdot \rho \cdot \left(\frac{d_{max}}{2} \right)^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{нав}} - \frac{1}{q_{пак}} \right). \quad (8)$$

где S_K^2 – покусковая дисперсия, $\% ^2$; ρ – плотность руды, кг/м^3 ; d_{max} – размер максимального куска в пробе, м; $q_{нав}$ – масса навески для анализа, кг; $q_{пак}$ – масса отобранной для анализа в пакет пробы, кг.

Для проб благородных металлов с малой массовой долей и при условии $q_{нав} \ll q_{пак}$ выражение можно представить в виде:

$$S_c^2 = 2f \cdot \alpha \cdot \beta_M \cdot \rho_M \cdot \frac{\left(\frac{d_{max}}{2} \right)^3}{q_{нав}}. \quad (9)$$

где α – массовая доля свинца в пробе, г/т; β_m – массовая доля свинца в минерале (свинце), г/т; ρ_m – плотность минерала (свинца), кг/м³.

Тогда для смеси крупностью -1+0 мм $S_c^2 = 22680$ (г/т)², $S_c = 150,6$ г/т. Относительная погрешность сокращения пробы P_c :

$$P_c = \frac{2S_0}{\alpha} \cdot 100\%. \quad (10)$$

По формуле (10) $P_c = 30,1$ %. Это минимальная возможная случайная погрешность, связанная с сокращением пробы. Так как при экспериментальном определении величины P_c добавляется погрешность исполнителя, то ожидаемое в эксперименте P_{c3} будет больше.

Для искусственных смесей крупностью -0,63+0 и -0,22+0 мм выполнен аналогичный расчет, результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Полученные результаты

Показатели	Для крупности -0,63+0,0	Для крупности -0,22+0,0
f , д.ед.	0,32	0,45
S_c^2 , (г/т) ²	4536,85	271,68
P_c , %	13,47	3,30

Методика эксперимента:

1. Подготовленную пробу искусственной смеси сокращали на желобчатом сократителе на 8 пакетов, массой 0,8 кг.
 2. От каждого пакета отбирали навеску массой 0,05 кг.
 3. После ручной отмывки определяли массовую долю свинца в каждой пробе.
 4. Смешивали все пакеты и навески, включая те, от которых отмыт свинец с отмытым свинцом.
 5. Пробу обогащали на центробежном концентраторе при слабой интенсивности центробежного поля.
 6. Из полученного концентрата отмывали свинец и определяли его массовую долю.
 7. На хвостах центробежного сепаратора после сушки повторяли операции, описанные в пунктах 2 и 3.
 8. Смешивали все пакеты и навески, включая те, от которых отмыт свинец с отмытым свинцом.
 9. Пробу обогащали на центробежном концентраторе при сильной интенсивности центробежного поля;
 10. Повторяли операции, описанные в пунктах 6 и 7;
 11. Выполняли обработку полученных данных.
- Результаты экспериментов на искусственной смеси крупностью -1+0 мм представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Массовая доля свинца в навесках от исходной пробы и хвостов обогащения пробы крупностью -1+0 мм

Номер навески	Массовая доля свинца в навесках, г/т			
	от исходной пробы	от хвостов обогащения при $\varepsilon_{pb} = 27\%$	от хвостов обогащения при $\varepsilon_{pb} = 89\%$	от хвостов обогащения при $\varepsilon_{pb} = 89\%$ (дубль)
1	1282	860	164	232
2	1310	920	170	192
3	1154	926	184	196
4	964	964	252	206
5	1318	650	240	164
6	1130	1086	216	248
7	822	856	218	208
8	996	764	196	206
Среднее значение	$\alpha = 1122$	$\alpha = 878,25$	$\alpha = 205$	$\alpha = 206,5$

Экспериментальное значение массовой доли свинца определяли по формуле:

$$\alpha_{\varepsilon} = \frac{m_{Pb}}{q} + \alpha_{xв} ; \quad (11)$$

где q – масса пробы, т; $\alpha_{xв}$ – средняя массовая доля в хвостах, г/т.

Например, для опыта с извлечением свинца 27 %:

$$\alpha_{\varepsilon 1} = \frac{1,73 \text{ г}}{0,0064 \text{ т}} + 878,25 \text{ г/т} = 1147,98 \text{ г/т.}$$

Экспериментально полученное значение относительной погрешности определения массовой доли свинца в пробе при извлечении $\varepsilon_{pb1} = 27\%$ оказалось равным $P_{c\varepsilon 1} = 21,38\%$.

Экспериментальная массовая доля свинца $\alpha_{\varepsilon 2} = 1101,63 \text{ г/т}$. Экспериментально полученное значение относительной погрешности определения массовой доли свинца в пробе при извлечении $\varepsilon_{pb2} = 89\%$ $P_{c\varepsilon 2} = 5,43\%$.

Экспериментальная массовая доля свинца (дублирующий опыт) $\alpha_{\varepsilon 3} = 1103,13 \text{ г/т}$. Экспериментально полученное значение относительной погрешности для дублирующего опыта при извлечении $\varepsilon_{pb2}' = 89\%$ $P_{c\varepsilon 2'} = 4,31\%$.

Рассчитываем погрешность сокращения пробы S_c^2 по формуле:

$$S_c^2 = \Sigma \frac{(\alpha_{оп} - \alpha_{ср оп})^2}{n-1}, \left(\frac{\text{г}}{\text{т}}\right)^2 ; \quad (12)$$

Тогда $S_c^2 = 33041 \text{ (г/т)}^2$; $S_c = 181,77 \text{ г/т}$. Относительная погрешность сокращения пробы $P_c = 32,4\%$.

Для опыта при извлечении $\varepsilon_{pb} = 27\%$ $\alpha = 878,25 \text{ г/т}$. Погрешность сокращения $S_c^2 = 17216,5 \text{ (г/т)}^2$, $S_c = 131,21 \text{ г/т}$. Относительная погрешность сокращения пробы $P_c = 22,86\%$.

Для опыта при извлечении $\varepsilon_{pb} = 89\%$ $\alpha = 205$ г/т. Погрешность сокращения пробы $S_c^2 = 1021,71$ (г/т)², $S_c = 31,96$ г/т. Относительная погрешность сокращения пробы $P_c = 5,8\%$. Для дублирующего опыта погрешность сокращения пробы $S_c^2 = 645,71$ (г/т)², $S_c = 4,61$ г/т. Относительная погрешность сокращения пробы $P_c = 4,61\%$.

Экспериментально определяемая массовая доля свинца в исходной пробе $\alpha_{из} = 1122$ г/т. Пересчет погрешности сокращения с использованием этой величины дает теоретическую погрешность сокращения $P_c = 31,9\%$.

В результате анализа восьми навесок найдено реальное экспериментальное значение $P_{сэ} = 32,4\%$. Оно близко к теоретически определенному (31,9%), что характеризует высокое качество выполнения опытов.

Снижение относительной погрешности подготовки пробы от 32,4% до $P_{сэ1} = 22,86\%$, $P_{сэ2} = 5,8\%$, $P_{сэ2'} = 4,61\%$ при извлечении полезного компонента $\varepsilon_{pb1} = 27\%$, $\varepsilon_{pb2} = 89\%$; $\varepsilon_{pb2'} = 89\%$ на центробежном концентраторе свидетельствует о высокой эффективности использования операций обогащения при подготовке пробы. Это возможно при подготовке проб с самородными металлами (золото, платина и т. д.), так как определение массовой доли извлеченного металла принято с пренебрежимо малой погрешностью.

Аналогичные расчеты экспериментальной погрешности с использованием данных из таблиц 3 и 4 выполнены для проб крупностью минус 0,63 и минус 0,22 мм. Результаты расчета представлены в таблице 5. На рисунках 3 и 4 представлены зависимости относительной погрешности от извлечения (рисунки 3 и 4).

Таблица 3 – Массовая доля свинца в навесках от исходной пробы и хвостов обогащения (крупность -0,63+0 мм)

Номер навески	Массовая доля в навесках, %					
	от исходной пробы		от хвостов обогащения при $\varepsilon_{pb} = 24\%$		от хвостов обогащения при $\varepsilon_{pb} = 65\%$	
	первый	дубль	второй	дубль	третий	дубль
Среднее значение	1008,75	1005,5	777,25	754,25	346,25	341,25

Таблица 4 – Массовая доля свинца в навесках от исходной пробы и хвостов обогащения (крупность -0,22+0,0 мм)

Номер навески	Массовая доля в навесках, %					
	от исходной пробы		от хвостов обогащения при $\varepsilon_{pb} = 20\%$		от хвостов обогащения при $\varepsilon_{pb} = 60\%$	
	первый	дубль	второй	дубль	третий	дубль
Среднее значение	978,75	983,50	773,38	774,75	382,25	372,75

На искусственной смеси крупностью минус 0,63 мм получено реальное экспериментальное значение $P_{сэ} = 13,14\%$. Экспериментальное значение погрешности сокращения близко к теоретически определенному

(13,47 %), что характеризует высокое качество выполнения операций подготовки пробы.

Таблица 5 – Полученные результаты

Показатели	Для крупности -0,63+0	Для крупности -0,63+0 (дубль)	Для крупности -0,22+0	Для крупности -0,22+0 (дубль)
f , д.ед.	0,32		0,45	
S_c^2 , (г/г) ²	4393,0	5068,29	422,79	395,93
P_c , %	13,14	14,16	4,20	4,05
При слабой интенсивности центробежного поля				
S_c^2 , (г/г) ²	2453,64	1845,07	355,13	357,64
P_c , %	9,73	8,38	3,87	3,88
При сильной интенсивности центробежного поля				
S_c^2 , (г/г) ²	237,07	71,92	250,79	282,21
P_c , %	3,09	1,71	3,23	3,47

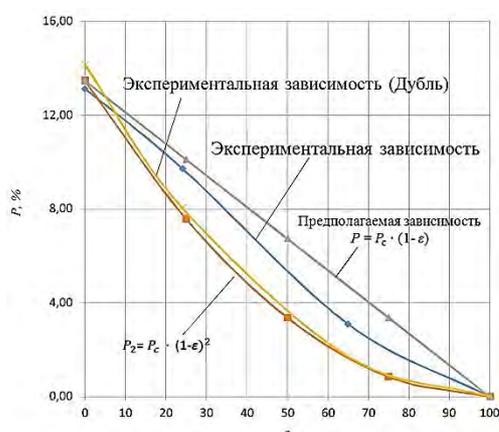


Рисунок 3 – Предельная P_1 зависимость относительной погрешности результата подготовки проб, содержащих крупный свинец, и предполагаемая реальная зависимость для крупности -0,63+0 мм

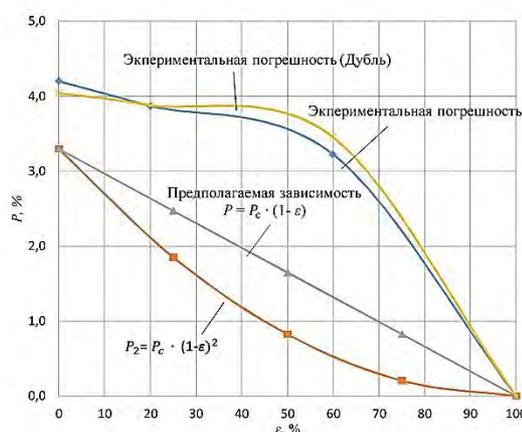


Рисунок 4 – Предельная P_2 зависимость относительной погрешности результата подготовки проб, содержащих крупный свинец, и предполагаемая реальная зависимость для крупности -0,22+0 мм

Снижение относительной погрешности подготовки пробы с 13,47 % до $P_{cэ1} = 9,73$ %, $P_{cэ1'} = 8,38$ %, $P_{cэ2} = 3,09$ %, $P_{cэ2'} = 1,71$ % при извлечении полезного компонента $\varepsilon_{pb1} = 24$ %, $\varepsilon_{pb2} = 24$ %, $\varepsilon_{pb2} = 65$ %; $\varepsilon_{pb2}' = 65$ % на центробежном концентраторе свидетельствует, что тенденция, полученная при обработке результатов на пробе крупностью -1+0 мм, повторяется и на пробе крупностью -0,63+0 мм.

Для искусственной смеси крупностью минус 0,22 мм реальное экспериментальное значение $P_{cэ} = 4,20$ %. Экспериментальное значение погрешности сокращения выше в 1,27 раз теоретически определенного (3,30), это может быть объяснено следующими факторами, проявляющимися при работе с пробой такой крупности:

1. В данной крупности отмывка идет менее эффективно.

2. Для расчета используется коэффициент формы, для определения которого отработанной и проверенной методики еще нет.

3. Размер класса взят $-0,22+0$ мм по размеру сита, использованного при подготовке пробы. Так как для тонких классов эффективность грохочения ниже, возможно, крупность пробы оказалась меньше.

Проведенные опыты позволяют предложить схему подготовки пробы на производстве (рисунок 5). В данной схеме в отличие от схемы, представленной в статьях [2, 3], предложено уйти от необходимости сушить весь объем исходной пробы, что выгодней для предприятия. Расчет массы пробы $q_{нач}$ предлагается вести косвенно, исходя из степени сокращения и массы полученной пробы, идущей на анализ:

$$q_{нач} = q_{пр} \cdot l + q_{ш}, \quad (13)$$

где $q_{ш}$ – масса полученного шлиха; $q_{пр}$ – масса выделенной пробы.

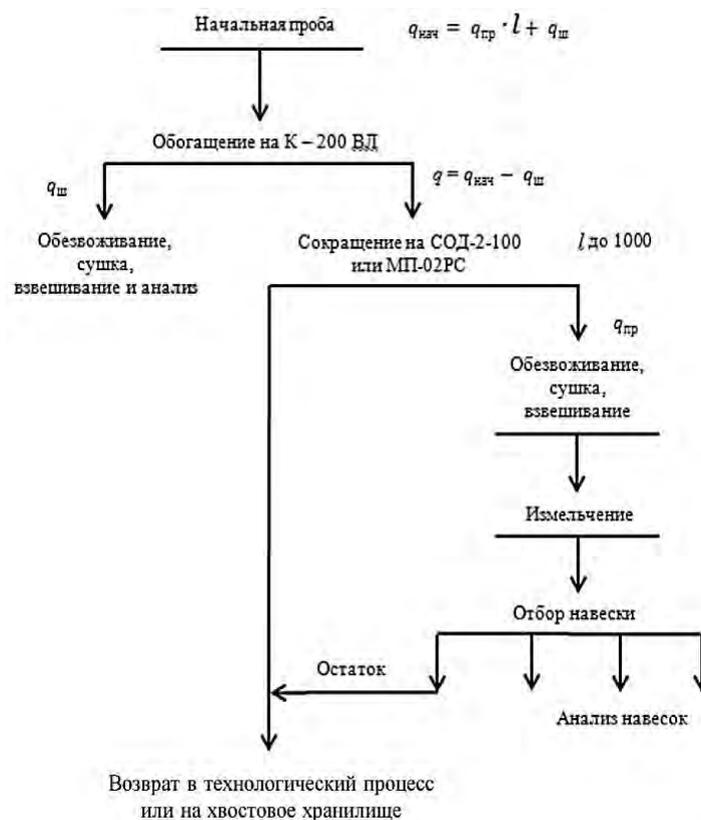


Рисунок 5 – Схема подготовки пробы с недробимыми включениями

Выводы

1. Использование модельного материала при оценке погрешности сокращения пробы позволяет получить результат близкий к теоретически определяемому.

2. Извлечение из искусственной пробы свинца с использованием центробежного концентратора снижает погрешность подготовки пробы и

позволяет рекомендовать его для использования на реальном материале, содержащем благородные металлы.

3. Отсутствие тонких частиц свинца в искусственной смеси способствует получению кривой более схожей с кривой получаемой в случае $P = P_c(1 - \varepsilon)$.

4. Механические сократители и центробежные концентраторы, применяемые для подготовки проб с недробимыми включениями, должны отвечать требованиям к технологии пробоподготовки.

Список литературы

1. Барышников И.Ф., Попова Н.Н. Оробинская В.А. и др. Пробоотбирание и анализ благородных металлов. Справочник. 2-е изд. М., «Металлургия» 1978. 432.

2. Козин В.З., Комлев А.Е., Волков П.С. Подготовка к анализу проб, содержащих недробимые включения // Обогащение руд. 2017. №1. С.24-29.

3. Волков П.С. Экспериментальное определение изменения относительной погрешности при введении операции обогащения в схему пробоподготовки // Известия вузов. Горный журнал. 2017. №5. С.89-95.

4. Литвинцев В.С., Пономарчук Г.П., Ятлукова Н.Г. и др. Закономерности распределения золота в илово-глинистых фракциях природных и техногенных образований // Проблемы освоения георесурсов российского Дальнего Востока и стран АТР: Материалы 3-й международной научной конференции. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2006. С. 68 – 76.

5. Hoffman E.L., Clark J.R., Yeager J.R. Gold analysis – Fire Assaying and alternative methods // Exploration and Mining Geology. 1998. Vol. 7. P. 155 – 160.

6. Петров С.В., Бедерова Л.Л., Бороздин А.П. К методике достоверного определения содержания благородных металлов в пробах с крупными выделениями самородных металлов / Обогащение руд. 2015. №4. С. 30-33.

7. Козин В.З. Опробование минерального сырья: научная монография / Урал. гос. горный у-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. 316 с.

8. Фалей Е.А. Оптимизация работы лабораторного турбулизационного центробежного сепаратора // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XIX Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. С. 210 – 214.

ПРОЦЕСС РАЗГОНА ЧАСТИЦ В СТРУЙНОЙ МЕЛЬНИЦЕ ПРИ МАЛЫХ КОНЦЕНТРАЦИЯХ

Бараковских Д.С.¹, Шишкин С.Ф.¹, Фролов С.Г.²

¹ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»; ²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

Процесс разгона частиц является одним из основных процессов в струйной мельнице, который во многом определяет эффективность измельчения. Данному вопросу уделяется внимание во многих работах [1, 2], где приводятся решения дифференциальных уравнений движения частиц, но без учета изменения плотности газа по длине разгонной трубки или без учета конкретных граничных условий. При высокой скорости движения газа необходимо учитывать его сжимаемость, т.е. изменение скорости и плотности газа вдоль разгонной трубки, а также параметры газа в начале и конце разгонной трубки.

Для рассмотрения процесса разгона частиц принимаем следующие допущения:

1. Задача одномерная, рассматриваются осредненные по сечению трубопровода параметры двухфазного потока.

2. Газ и частицы имеют одинаковую температуру, теплообмена с окружающей средой не происходит. Течение газа адиабатическое с трением, полное теплосодержание газа не меняется, т.е. температура торможения газа постоянна $T_0 = const$.

3. Объемная концентрация материала низкая, влиянием частиц на характер движения газового потока можно пренебречь.

4. Частицы имеют одинаковый размер, взаимодействием частиц между собой можно пренебречь.

5. При выводе уравнения движения частицы на горизонтальном участке трубы силой тяжести, действующей на частицу, пренебрегаем т.к. она на несколько порядков меньше силы сопротивления.

С учетом принятых выше допущений, из уравнения движения частиц в разгонной трубке [3] и уравнения движения сжимаемого газа при движении с трением в трубе [4] выводится система нелинейных обыкновенных дифференциальных уравнений:

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{dj}{dz} = \frac{1}{2} K(\lambda, j) \zeta(\lambda) - \frac{j}{\lambda} \frac{d\lambda}{dz} \\ \frac{d\lambda}{dz} = \frac{k}{k+1} \zeta(\lambda) \frac{\lambda^3}{1-\lambda^2} \end{array} \right. , \quad (1)$$

где j – относительная скорость движения частицы, $j=u/w$; ζ – коэффициент трения газа в трубопроводе, λ – приведенная скорость воздушного потока, $\lambda=w/a_k$; k – показатель адиабаты; $K(\lambda, j)$ определяется выражением [5]

$$K(\lambda, j) = \frac{3 C_x(\lambda, j) (1-j)^2 \rho(\lambda) D}{4 \zeta(\lambda) j \rho_t r}, \quad (2)$$

где C_x – коэффициент сопротивления частиц, $C_x=f(Re_c)$; ρ_t – плотность частиц, кг/м^3 ; ρ – плотность воздушного потока, $\rho=f(\lambda)$, кг/м^3 ; r – радиус частиц, м; D – диаметр трубы, м.

Решив данную систему ОДУ, можно получить зависимости изменения относительной скорости частицы $j(z)$ и приведенной скорости потока $\lambda(z)$ по длине разгонной трубки. Данную систему ОДУ необходимо решать на участке разгонной трубки от начального до конечного сечения.

Как известно из теории эжекторов [4], на участке трубки от сечения сопла 1–1 до сечения 2–2 происходит смешение потоков, а в сечении 2–2 после завершения смешения устанавливается максимальное статическое давление p_2 (рисунок 1). Поскольку режим течения сжатого воздуха в разгонной трубке дозвуковой, то на срезе разгонной трубки статическое давление должно быть равно наружному, т.е. атмосферному $p_3=p_a$. Кроме этого, массовый расход G воздуха задан. Поэтому начальные и граничные условия не могут быть заданы произвольно. Фактически надо решать систему ОДУ с заданными граничными условиями в сечениях 2–2 и 3–3.

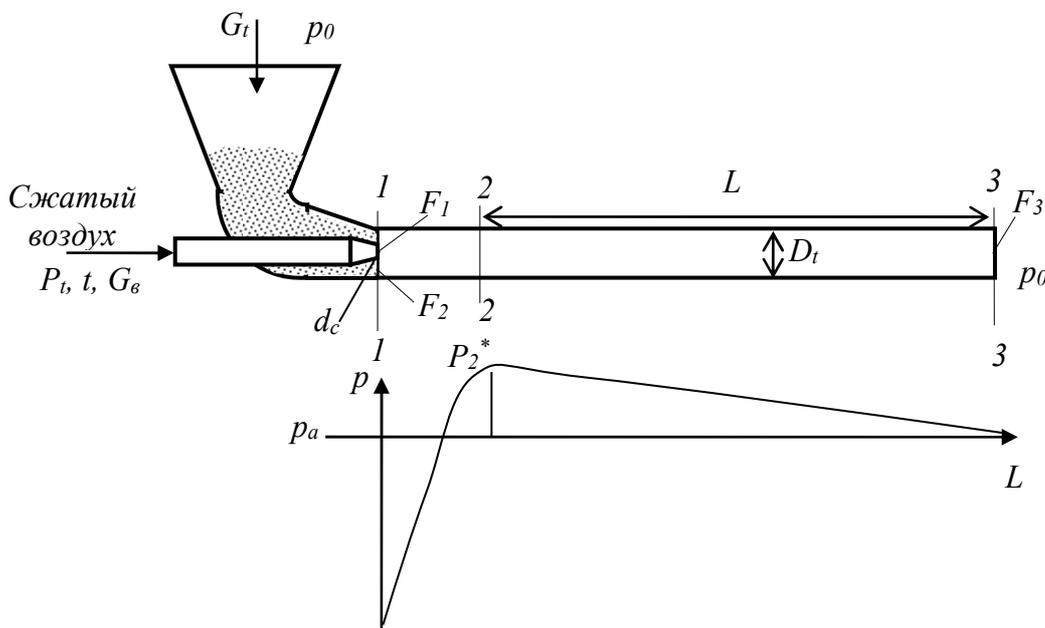


Рисунок 1 – Схема эжектора струйной мельницы

Поставленная задача относится к задаче Коши с двухточечным граничным условием. Определим граничные условия.

Из уравнения неразрывности [4], используя газодинамические функции $y(\lambda_3)$, $\tau(\lambda_3)$, $\pi(\lambda)$, при заданном расходе газа G и статическом давлении p находятся все параметры газа в сечении 3-3: λ_3 , w_3 – скорость воздушного потока, м/с; T_3 – температура газа, К; ρ_3 – плотность потока газа, кг/м³; P_{03} – полное давление газа, Па.

А параметры сжатого газа в сечении 2–2 не известны. Произвольно задавать приведенную скорость или давление в сечении 2–2 нельзя, так как эти параметры зависят от величины потерь давления по длине разгонной трубки. В нашем случае λ_2 можно найти, решив нелинейное уравнение:

$$\int_{\lambda_2}^{\lambda_3} \frac{1-\lambda^2}{\lambda^3 \zeta(\lambda)} \frac{d\lambda}{k+1} - \frac{L}{D} = 0, \quad (3)$$

где L – длина участка разгона, м.

Все параметры в этом уравнении за исключением λ_2 известны. Корень этого нелинейного уравнения можно найти, например, с помощью программы Mathcad или Excel, используя численный метод интегрирования Гаусса.

После нахождения λ_2 можно аналогично найти все параметры газа: w_2 , T_2 , ρ_2 , P_{02} , p_2 в сечении 2–2.

Решение полученной системы (1) с граничными условиями λ_2 и λ_3 позволяет установить характер изменения скоростей воздушного потока $\lambda(z)$, $w(z)$ и частицы $j(z)$, $u(z)$. Начальные условия для частицы $j(0)=j_0$ варьировались в пределах от 0 до 0,1. При этом выяснилось, что влияние j_0 на конечную скорость разгона незначительно. Следует отметить, что выполнение уравнения неразрывности для сечения 3-3 и уравнения (3) фактически означает решение граничной двухточечной задачи для дифференциального уравнения движения сжимаемого газа по трубе при наличии трения. Найденное значение $j(z)$ относительной скорости в сечении 3-3 будет искомой величиной скорости разгона частиц на срезе разгонной трубки. На графиках (рисунок 2) приведены результаты решения системы ОДУ (1). Как следует из графика, для трубки диаметром $D_t = 10,7$ мм и длиной $L = 250$ мм ($z = 23,4$ калибра), скорость воздушного потока составила $w = 246,8$ м/с и скорость частиц $u = 145,2$ м/с на срезе разгонной трубки.

Для оценки адекватности модели был проведен эксперимент по фотографированию треков частиц на выходе из разгонной трубки при малых концентрациях (рисунок 3).

Осуществлялась подача частиц и фотографирование треков частиц в отраженном свете на вылете из разгонной трубки при заданных режимных параметрах. В качестве частиц использовалась монофракция шарообразных стеклянных частиц с плотностью $\rho_t = 2608,7$ кг/м³, средним диаметром $d_c = 112,5$ мкм. Съемка производилась фотоаппаратом Canon EOS 7D с объективом EF24-70mm f/2,8L USM при следующих настройках: фокусное расстояние 24 мм; выдержка 1/2000 с; диафрагма f/5,6; светочувствитель-

ность ISO-6400; режим измерения матричный, разрешение 5184x3456. В качестве источника света использовалась специальная лампа–вспышка, которая была синхронизирована с выдержкой фотоаппарата. По длине треков определялась фактическая скорость частиц при малых концентрациях.

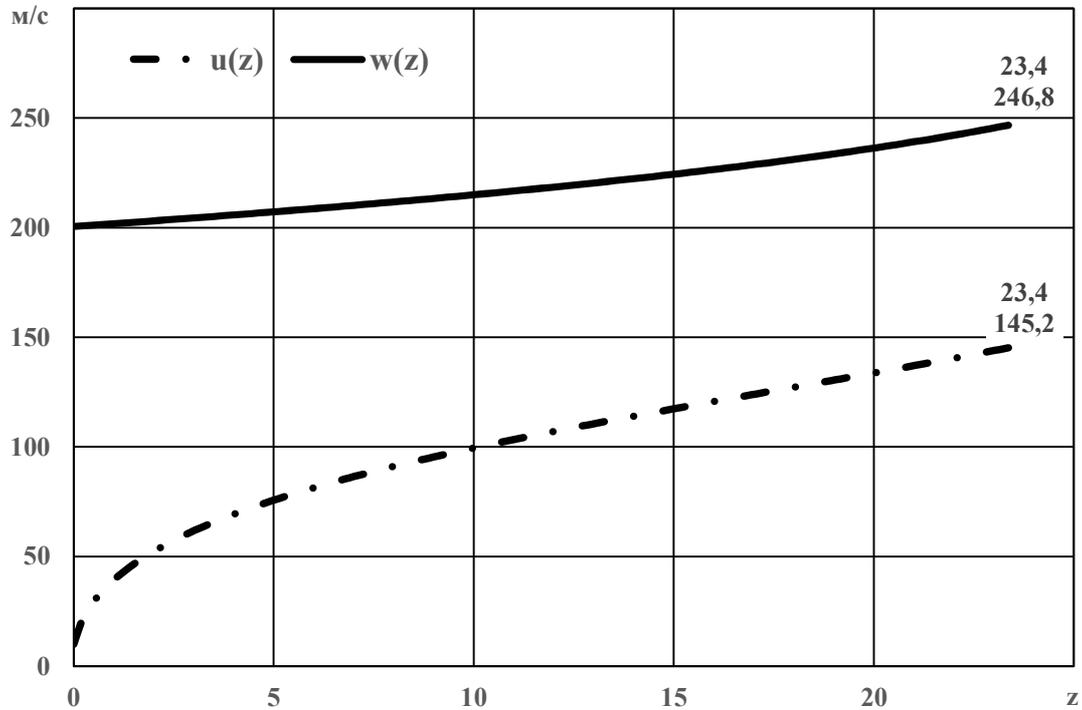


Рисунок 2 – Изменение скорости газа $w(z)$ и скорости частицы $u(z)$ по длине разгонной трубки

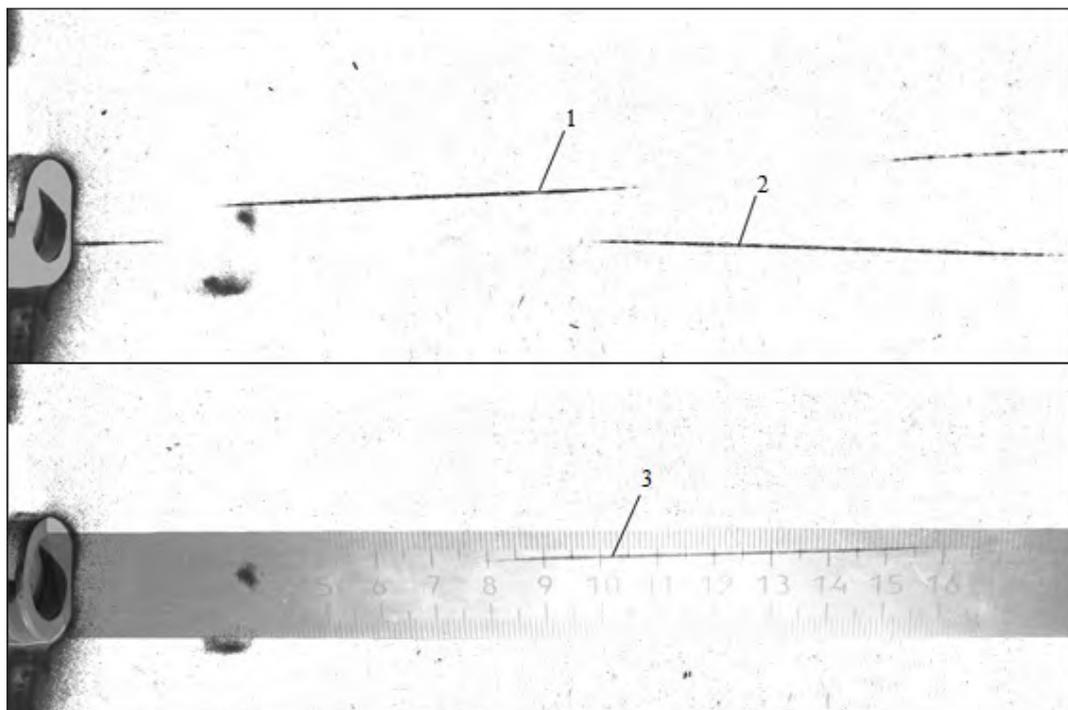


Рисунок 3 – Фото треков частиц на выходе из разгонной трубки (инверсия)

В таблице 1 приведено сравнение расчетных и экспериментальных средних скоростей частиц, определенных по трекам на выходе из разгонной трубки.

Таблица 1 – Сравнение расчетных и экспериментальных данных

Номер трека	Длина трека, мм	Средняя фактическая скорость частицы, м/с	Средняя расчетная скорость частицы, м/с
1	75	150,0	150,8
2	83	166,0	151,2
3	79	158,0	151,8

Приведенные данные свидетельствуют об удовлетворительной для инженерных расчетов адекватности предложенной методики.

Таким образом, получена система уравнений, описывающая процесс разгона частиц в струйной мельнице в рамках одномерной модели. Предложенный метод учитывает влияние сжимаемости воздушного потока и граничные условия в начале и конце разгонной трубки. Метод позволяет рассчитать скорость частиц, параметры газового потока и выбрать оптимальную длину разгонной трубки при разработке и проектировании струйных мельниц с малыми расходными концентрациями материала.

Список литературы

1. Витушкин В.В., Каретников Г.К., Овчинников В.М., Прохоров В.Н., Сутырин И.А. Исследование разгона частиц твердого материала в пневмоструйных измельчителях // Вестник МГТУ им. Н.Э. Баумана. Сер. «Машиностроение». 2004. № 4. С. 43–56.
2. Акунов В.И. Струйные мельницы. М.: Машиностроение, 1967. 263 с.
3. Медников Е.П. Турбулентный перенос и осаждение аэрозолей. М.: Наука, 1980. – 176 с.
4. Абрамович Г.Н. Прикладная газовая динамика. М.: Наука, 1991 г. 600 с.
5. Бараковских Д.С., Шишкин С.Ф., Шишкин А.С. Движение частиц в разгонной трубке струйной мельницы при малых концентрациях // Вестник БГТУ им. В.Г. Шухова. 2016. № 4. С. 121-128.

ПРИМЕНЕНИЕ СТРУЙНЫХ МЕЛЬНИЦ ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ТЕРМОЛАБИЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Бараковских Д.С.¹, Шишкин С.Ф.¹, Фролов С.Г.²

¹ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина»; ²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

Существует проблема измельчения термолабильных (неустойчивый к тепловому воздействию) материалов, таких как пек, смолы, пластмассы, органика. Использование традиционных мельниц – шаровых, роторных и т.д. в данном случае невозможно из-за сильного нагрева. Применение криогенной техники сильно удорожает процесс измельчения. Однако, как показали проведенные исследования, использование струйных мельниц для подобных материалов может быть эффективным решением данной проблемы.

Высокие скорости двухфазного потока в струйной мельнице определяют высокий коэффициент теплоотдачи от частиц к потоку газа. Это позволяет избежать нагрева материала при их измельчении.

На предприятиях по производству огнеупорных изделий в качестве связующих добавок используется каменноугольный и нефтяной пек. При этом существуют требования по его гранулометрическому составу, например, содержание класса 0-0,315 мм должно быть не менее 95 %, а содержание частиц крупнее 1,6 мм не допускается. Исходный материал имеет размер частиц в диапазоне 0-5 мм. Температура плавления пека, в зависимости от сорта, лежит в диапазоне 37-80 °С.

Для решения поставленной задачи были проведены исследования по измельчению пека на двухступенчатой струйной мельнице с ударом в преграду. Схема установки приведена на рисунке 1. Установка включает в себя: питатель 1, эжектор 2 первой ступени струйной мельницы, помольную камеру 3, патрубок 4, эжектор 5 второй ступени струйной мельницы, помольную камеру 6 второй струйной мельницы, циклон 7 первой стадии, циклон 8 тонкой стадии очистки, бункеры 9, 10 (сменные бочки) готового продукта, тягодутьевой эжектор 11, ресивер 12, клапаны подачи сжатого воздуха 13, 14 и 15 соответственно для подачи сжатого воздуха на первый, второй и тягодутьевой эжектор, манометр 16 для контроля давления сжатого воздуха, рукавный фильтр 17, поворотную задвижку 18, бункер 19.

Пек обладает высокими адгезионными свойствами, поэтому вместо вентилятора в качестве тягодутьевой машины был выбран эжектор, а бункеры циклонов и фильтра представляют собой сменную оборотную тару готового продукта. Эжекторы мельницы выполнены с использованием конических сверхзвуковых сопел диаметром критического сечения 6 мм.

Внутренний диаметр разгонной трубки на первой ступени составляет 14 мм, а на второй ступени – 20 мм.

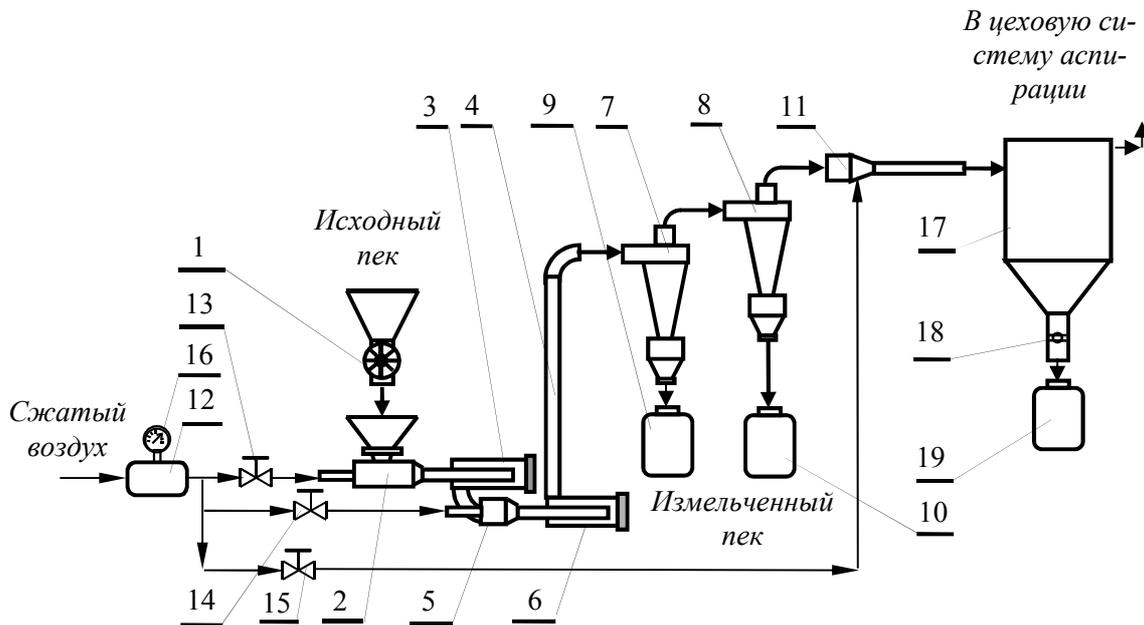


Рисунок 1 – Технологическая схема установки двухстадийного измельчения пека в струйной мельнице открытого цикла

Установка работает следующим образом. Сначала открывается клапан 15 тягодутьевого эжектора 11. Затем открываются клапаны 14 и 13 подачи сжатого воздуха на эжекторы 5, 2 соответственно второй и первой ступеней мельниц. Исходный пек питателем 1 или вручную подается в приемную воронку эжектора 2. Под действием тяги эжектора 2 материал разгоняется по разгонной трубке первой мельницы, и попадает в помольную камеру 3, где происходит удар пека о преграду. После первого удара измельченный пек выносится в эжектор 5 второй мельницы. Далее пек проходит вторую стадию измельчения в помольной камере 6 второй мельницы и по патрубку 4 выносится в циклон 7. Измельченный пек отделяется от воздуха, сначала в циклоне 7 и затем в 8 и собирается в бункерах 9 и 10. Очищенный в двух циклонах воздух попадает на тягодутьевой эжектор 11 и далее поступает на санитарную очистку в рукавный фильтр 17, и затем сбрасывается в существующую систему аспирации. Манометр 17 предназначен для контроля давления сжатого воздуха. Уловленная в рукавном фильтре 18 пыль выгружается через поворотную заслонку 18 при неработающей установке в сменный бункер 19.

Были проведены экспериментальные исследования по определению режимных параметров, позволяющих решить поставленную задачу. Производительность мельницы составила 60 кг/ч, избыточное давление сжатого воздуха перед соплом составляло 0,4 МПа, расход сжатого воздуха через каждое сопло эжектора составлял 1,4 м³/мин, скорость воз-

душного потока на срезе разгонной трубки составила около 150 м/с. Для отделения готового продукта от воздуха использовались циклоны: 1-ая ступень – циклон типа ЦН-15 Ø200 мм; 2-ая ступень – циклон типа СДК-ЦН-33 Ø250 мм. Санитарная очистка воздуха осуществлялась в рукавном фильтре. Как показали проведенные исследования, во время измельчения пека в струйной мельнице не происходит нагрева материала за счет интенсивного обдува частиц и конвективного отвода тепла потоком сжатого воздуха. В таблице 1 приведены результаты измельчения пека в струйной мельнице для подобранного режима.

Таблица 1 – Гранулометрический состав исходного пека и измельченных продуктов после первой и второй ступеней

Сита X, мм	Исходный		Измельченный		
	$r_{исх}, \%$	$R_{исх}, \%$	1-й удар	2-й удар	
			$R_1, \%$	$R_2, \%$	$r_2, \%$
5,000	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
2,500	18,7	18,7	0,0	0,0	0,0
1,600	13,7	32,4	0,0	0,0	0,0
0,630	27,2	59,6	6,2	0,8	0,8
0,400	9,6	69,2	11,3	1,8	1,0
0,315	4,4	73,6	15,2	2,3	0,5
0,200	6,4	80,0	23,5	9,9	7,6
Поддон	20,0	100,0	100,0	100,0	90,1

Данная мельница была изготовлена и внедрена на ОАО «Огнеупоры» в г. Богданович [1]. На рисунке 2 представлено фото опытно-промышленной струйной мельницы для измельчения пека на ОАО «Огнеупоры» в г. Богданович.



Рисунок 2 – Фото опытно-промышленной струйной мельницы для измельчения пека на ОАО «Огнеупоры» в г. Богданович

Как показали проведенные исследования, струйные мельницы могут успешно применяться для измельчения термолабильных материалов.

Список литературы

1. Шишкин С.Ф., Бараковских Д.С. Струйная мельница для измельчения пека // Цветные металлы. 2013. № 8 (848). С. 37-40.

УДК 622.7

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГРАВИТАЦИОННОГО
ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ
ЗОЛОТОПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

Мязин В.П., Литвинцев С.А.

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия

Полиметаллические золотосодержащие руды являются весьма сложным объектом обогащения, помимо основных металлов они содержат золото, серебро и другие элементы, существенно повышающие товарную стоимость руды. Поэтому основной задачей обогащения является максимальное извлечение всех ценных компонентов входящих в состав руд.

Технология извлечения золота из полиметаллических руд осложняется тем, что условия, оптимальные для извлечения минералов цветных металлов, не всегда бывают благоприятными для извлечения золота. Например, необходимое для полного раскрытия ценных компонентов более тонкое измельчение руды или продуктов обогащения приводит к значительным потерям свободного золота с отвальными хвостами и технологическими продуктами вследствие его переизмельчения.

Решение задач обогащения полиметаллических руд также затрудняется широким диапазоном колебаний содержания полезных компонентов в рудах, неравномерной и тонкой вкрапленностью ценных компонентов, наличием в рудах большого количества глины и первичных шламов. При этом золото трудно извлекается традиционными гравитационными методами с использованием центробежных концентраторов, отсадочных машинах, винтовых сепараторов и короткоконусных гидроциклонов. В этих условиях разработка и усовершенствование технологий и аппаратов для выделения гравитационно извлекаемого золота из комплексных полиметаллических руд является одной из актуальных задач.

Объектом исследования в данной работе являются полиметаллические руды Ново-Широкинского месторождения. Технологические исследования были выполнены на пробе текущей добычи.

Методика проведения исследований включала изучение вещественного состава, оценку раскрываемости основных рудных минералов и целе-

сообразности применения различных гравитационных аппаратов для выделения гравитационно-извлекаемого золота из руды.

По данным минералогических исследований, исследуемая проба руды более чем на 90 % представлена порообразующими минералами. Основными из них являются кварц – 41,1 %, доломит – 22,3 %, мусковит и иллит – 12,4 %, ортоклаз – 7,9 %, в меньшем количестве присутствуют альбит, каолинит и хлорит. Сульфидная минерализация представлена пиритом, сфалеритом, галенитом, тетраэдритом и буланжеритом [1].

Золото отмечается как в виде свободных частиц, так и виде сростков с сульфидами и нерудными минералами. Размер золотин варьирует от 10 до 200 мкм. Исследуемая руда характеризуется неравномерным распределением золота по гранулометрическим фракциям, наибольшее количество золота содержится в классах $-2,0+1,0$ мм (54,45 %) и $-1,0+0,5$ мм (24,69 %).

По фазовому составу основная часть золота (30 %) находится в свободной (гравитируемой) форме и в открытых сростках (45 %).

Для предварительной оценки гравитационной обогатимости исследуемой пробы руды был выполнен гравитационный анализ, по результатам которого были установлены прогнозные технологические показатели обогащения и оценена раскрываемость ценных компонентов в исходной руде.

Исследования по обогащению руды проводились на стандартном лабораторном оборудовании, винтовом сепараторе СВ-300 и центробежном концентраторе Knelson MD-3.

Исследования по отсадке были выполнены на специально разработанной лабораторной установке. Установка сконструирована на базе лабораторной диафрагмовой отсадочной машины, основным отличием от которой является применение камеры специальной конструкции (рисунок 1).

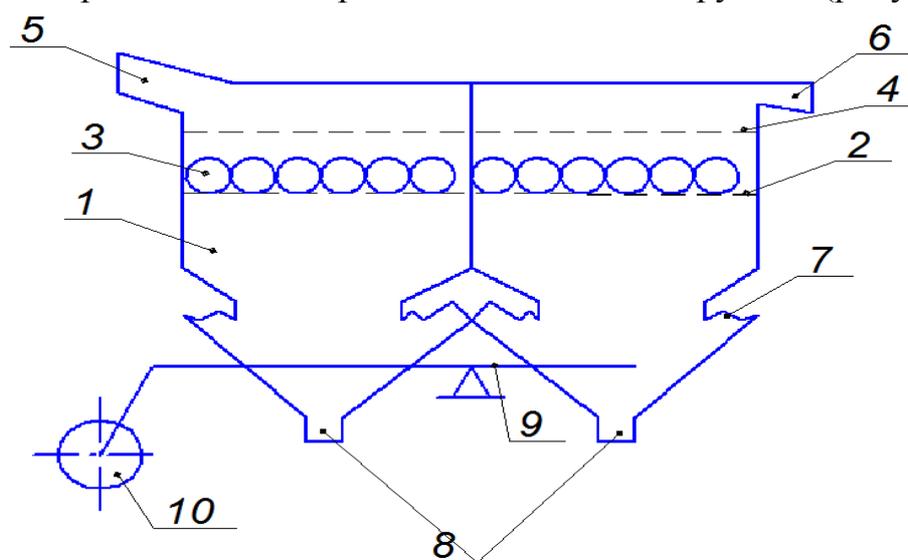


Рисунок 1 – Лабораторная установка с усовершенствованной камерой:

1 – камера, 2 – поддерживающее решето с размещенными на нем полиуретановыми шарами 3, 4 – шпальтовое сито, 5 – загрузочный желоб, 6 – разгрузочный желоб, 7 – резиновая диафрагма, 8 – разгрузочное устройство, 9 – коромысло, 10 – эксцентриковый вал

В камере дополнительно установлено решето (сито), между решетом и установленным ситом размещаются полиуретановые шары, а сверху на сите – искусственная постель (металлическая дробь). На разработанную конструкцию получен патент на полезную модель [5].

Результаты исследований по сравнительной оценке эффективности использования различных гравитационных аппаратов для выделения свободного золота из комплексных руд представлены графически на рисунке 2.

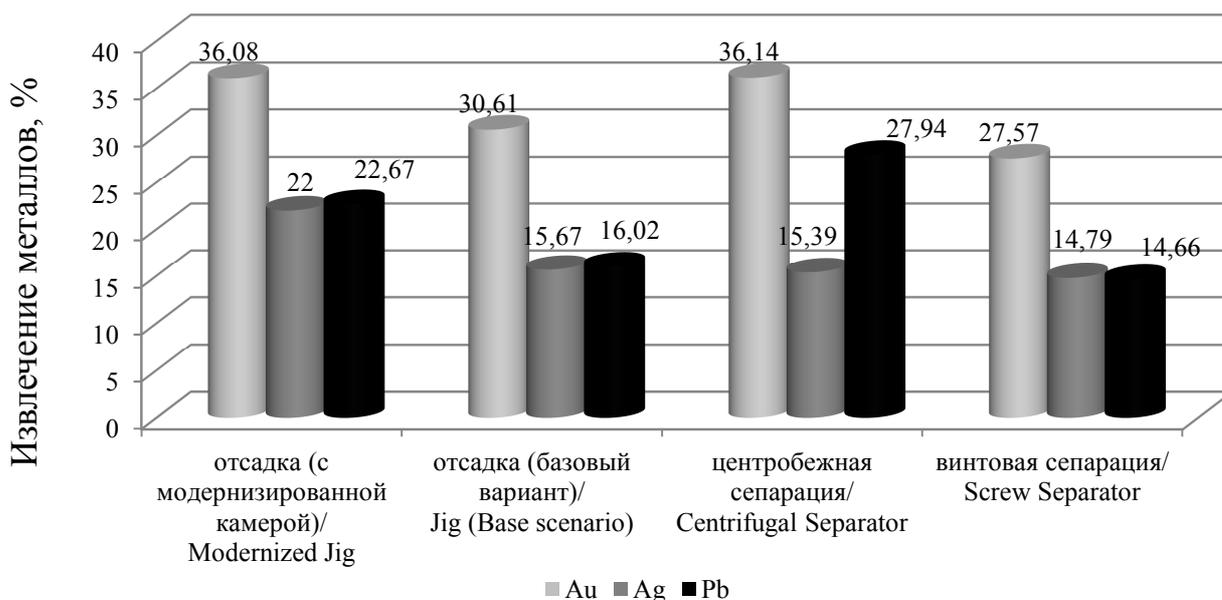


Рисунок 2 – Показатели извлечения металлов в концентрат гравитации

Результаты выполненных тестов подтвердили целесообразность применения гравитационной технологии для переработки исследуемой пробы руды Ново-Широкинского месторождения. Извлечение золота в черновой гравитационный концентрат колеблется в пределах 27,57-36,48 %, серебра – 14,79-22 % и свинца – 14,66-27,94 %.

Для повышения эффективности выделения свободного золота отсадкой в цикле первичного обогащения золотополиметаллических руд изучено влияние основных конструктивных и гидродинамических факторов на работу отсадочных машин.

Для определения оптимальной крупности руды для отсадки проведены тесты на пробах руды, измельченных до крупности 30 (P_{80} -1 мм), 40, 60, 70 и 80 % класса минус 0,071 мм.

Оценка влияния крупности исходной руды на показатели отсадки выполнена при двух режимах работы отсадочных машин:

- режим 1 – базовый режим;
- режим 2 – с использованием модернизированной конструкции камеры.

Зависимости извлечения золота, свинца и серебра от крупности исходной руды представлены на рисунках 3-5.

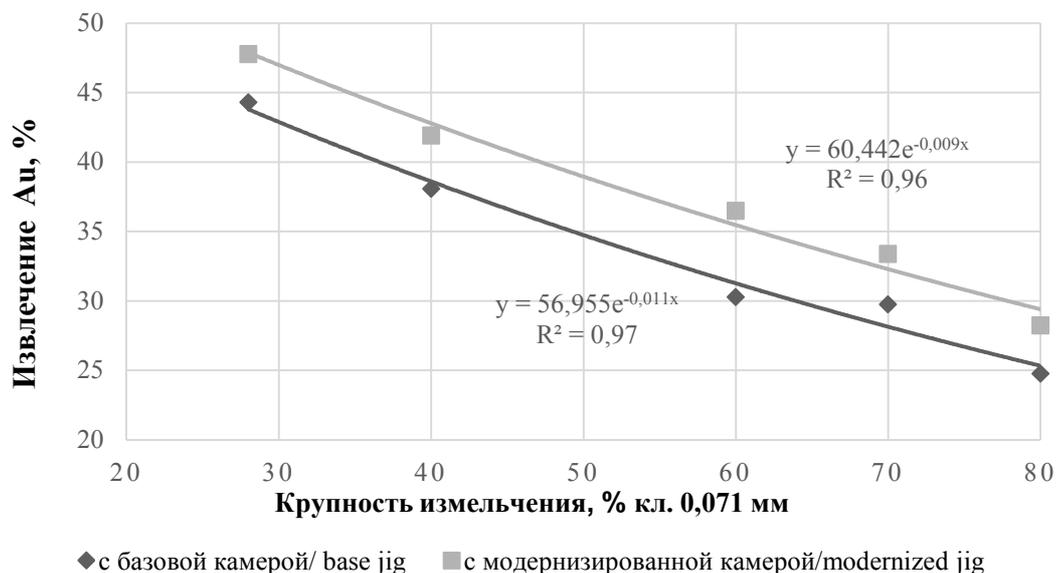


Рисунок 3 – Зависимость извлечения золота при различных режимах работы отсадочных машин

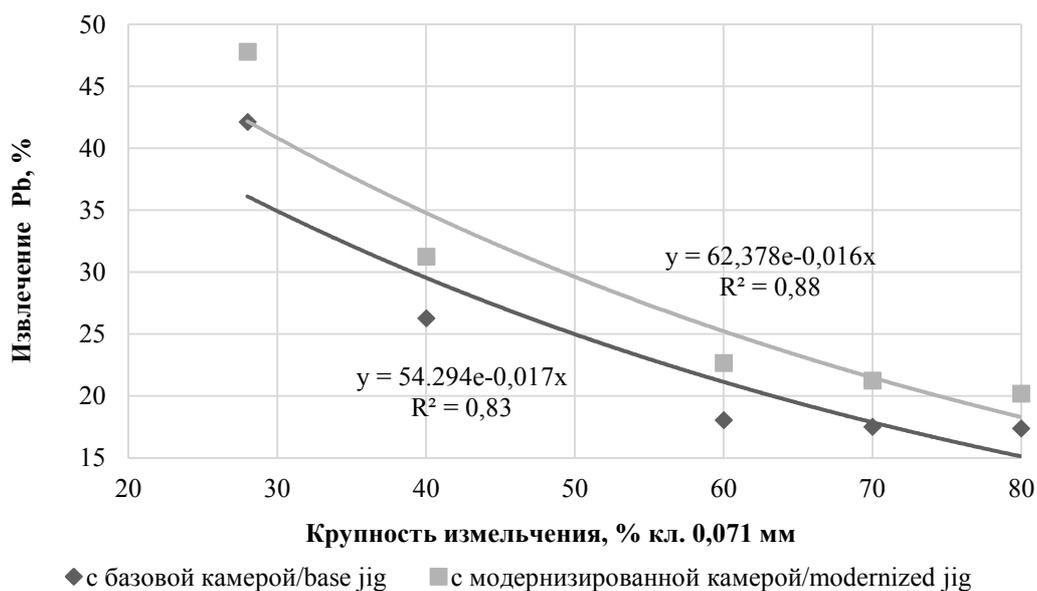


Рисунок 4 – Зависимость извлечения свинца при различных режимах работы отсадочных машин

Экспериментальными исследованиями установлено, что оптимальная крупность руды для первичного гравитационного обогащения составляет 80 % класса минус 1 мм (30 % класса минус 0,071 мм) и определяется наличием и распределением в руде свободного крупного золота, что подтверждает результаты фазового и минералогического анализов.

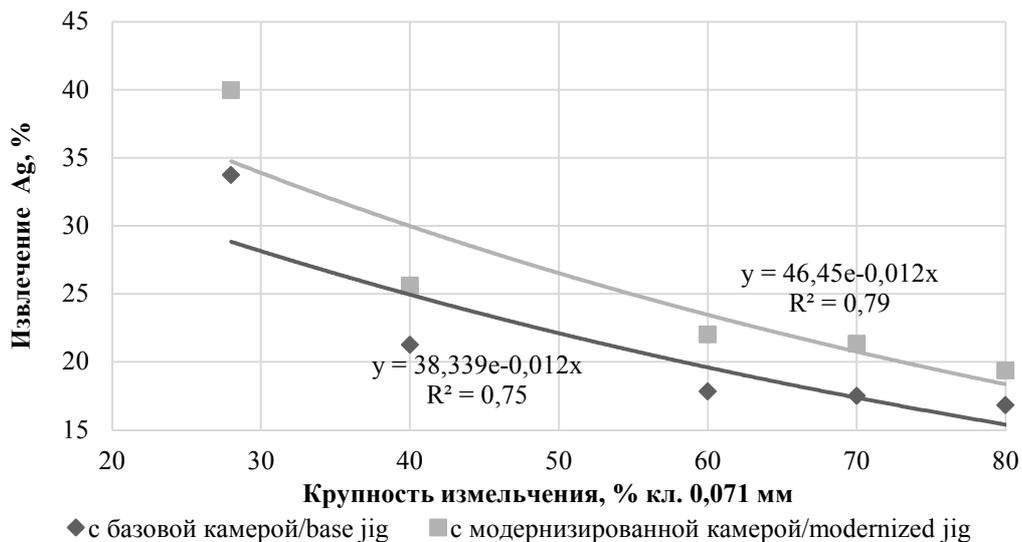


Рисунок 5 – Зависимость извлечения серебра при различных режимах работы отсадочных машин

Извлечение золота в концентрат при работе отсадочной машины с модернизированной конструкцией камеры в зависимости от крупности исходной руды колеблется в пределах 28,24-47,78 %, серебра – 19,34-39,97 % и свинца – 20,19-47,8 %.

Таким образом, анализ результатов исследований показывает, что при работе отсадочной машины с модернизированной конструкцией камеры в отличие от базового варианта извлечение золота повышается на 6,2 %, серебра – на 6,23 % и свинца – на 5,66 %.

В ходе экспериментальных исследований установлено влияние параметров работы отсадочной машины на эффективность извлечения золота. К основным параметрам следует отнести амплитуду и частоту колебаний, количественное соотношение в камере отсадочной машины площади, занимаемой очищающими полиуретановыми шарами к площади решета отсадочной машины $S_{\text{шаров}}/S_{\text{отсадочной машины}}$, а также расход воды.

На основании экспериментальных данных выявлены функциональные зависимости извлечения золота от исследуемых параметров работы отсадочной машины.

Полученные данные подтверждаются результатами опытно-промышленных испытаний, проведенных на обогатительной фабрике АО «Ново-Широкинский рудник». В ходе проведения исследований были испытаны два режима работы отсадочных машин: 1 режим (базовый) и 2 режим (с дополнительным размещением в камере полиуретановых шаров), разработанный на основании предварительных лабораторных исследований. Режимы работы отсадочных машин приведены в таблице 1.

Гранулометрический состав исходного питания отсадочных машин I стадии гравитации с распределением металлов по классам крупности представлен на рисунке 6.

Таблица 1 – Параметры работы отсадочных машин

Режим работы	Параметры работы			Размер шпальтового сита, мм	Количество шаров, шт.
	Высота естественной постели, мм	Ход днища, мм	Диаметр разгрузочной насадки, мм		
I стадия гравитации					
базовый	200	18	27	1,6	-
с шарами	200	18	27	1,6	16

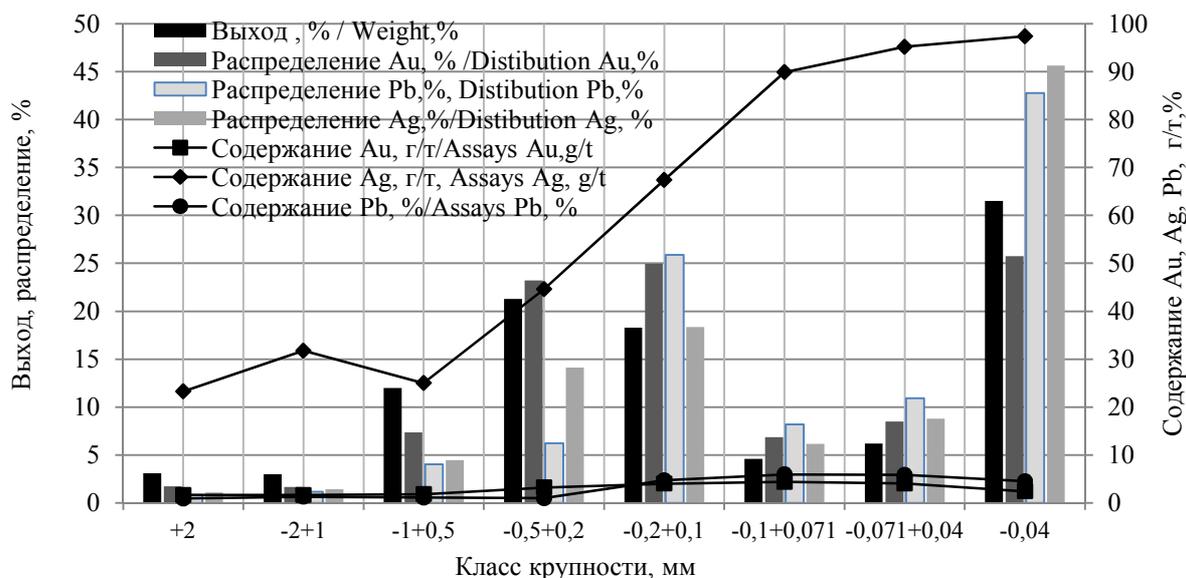


Рисунок 6 – Распределение металлов по классам крупности в питании отсадочных машин I стадии гравитации

Анализ гранулометрического состава исходного питания отсадки показывает, что содержание готового класса $-0,071$ мм в питании отсадочных машин составляет 37,7 %. При этом 65,8 % золота распределено в классах $+0,071$ мм.

В таблице 2 приведены технологические показатели работы отсадочных машин I стадии гравитации по базовому режиму и рекомендованному, с использованием полиуретановых шаров.

Анализ полученных результатов испытаний показывает, что извлечение золота в концентрат отсадки I стадии гравитации при базовом режиме (режим 1) работы отсадочной машины составляет 9,33 %, серебра – 6,46 % и свинца – 6,71 %.

При работе отсадочных машин по рекомендованному режиму 2 (с дополнительным размещением полиуретановых шаров в камере) извлечение золота в концентрат повышается до 16,31%, серебра до 12,00 % и свинца до 13,06 % (рисунок 7).

Таким образом, результаты опытно-промышленных испытаний подтвердили, что размещение полиуретановых шаров в камерах отсадочных машин позволяет повысить эффективность разделения минеральных зерен

в процессе отсадки за счет устранения забивания шпальтовых сит глинистыми шламами и повышения гидродинамических параметров разделения.

Таблица 2 – Технологические показатели работы отсадочных машин I стадии гравитации

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т, %					
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
Базовый режим работы							
Концентрат	6,31	4,14	79,4	3,02	0,672	0,34	8,98
Хвосты	93,69	2,71	77,48	2,83	0,6	0,22	6,95
Исх. руда	100,00	2,80	77,60	2,84	0,60	0,23	7,08
	Выход, %	Извлечение, %					
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
Концентрат	6,31	9,33	6,46	6,71	7,01	9,43	8,01
Хвосты	93,69	90,67	93,54	93,29	92,99	90,57	91,99
Исх. руда	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
С использованием полиуретановых шаров							
	Выход, %	Содержание, г/т, %					
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
Концентрат	12,69	3,593	73,4	2,925	0,615	0,316	9,18
Хвосты	87,31	2,68	78,21	2,83	0,59	0,21	6,78
Исх. руда	100,00	2,80	77,60	2,84	0,59	0,22	7,08
	Выход, %	Извлечение, %					
		Au	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe
Концентрат	12,69	16,31	12,00	13,06	13,16	17,95	16,44
Хвосты	87,31	83,69	88,00	86,94	86,84	82,05	83,56
Исх. руда	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

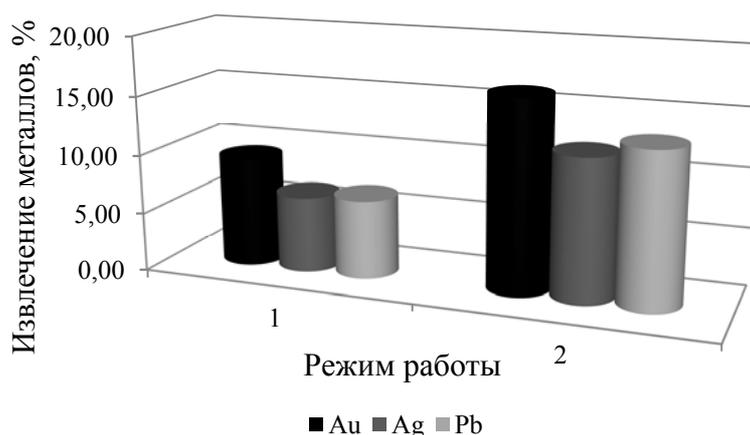


Рисунок 7 – Извлечение металлов в концентрат гравитации I стадии

На основании результатов лабораторных и опытно-промышленных исследований для повышения эффективности процесса рудоподготовки и узла предварительного гравитационного выделения золота предложено несколько технических решений. Реализация предлагаемых технических и

компоновочных решений может быть осуществлена с использованием двух патентно-защищенных поточных линий [4].

Для повышения эффективности обогащения руд Ново-Широкинского месторождения предлагается, в отличие от действующей схемы, внести следующие технологические и компоновочные решения:

- ввести в схему узел додрабливания кусков критической крупности с использованием валкового пресса высокого давления ВПВД;

- черновые гравитационные концентраты отсадки направлять без доизмельчения на основные концентрационные столы, после чего хвосты основных столов подавать на доизмельчение в шаровую мельницу, это позволяет исключить переизмельчение зерен свободного золота и снизить технологические потери в цикле доводки;

- размещение полиуретановых шаров в камерах отсадочных машин для очистки шпальтовых сит позволит повысить эффективность разделения минеральных зерен в восходящих и нисходящих потоках [2, 3].

Предложенные инновационные решения по построению схемы позволят повысить эффективность извлечения свободных зерен золота и свинца из полиметаллических руд. Прогнозный годовой экономический эффект в результате внедрения предлагаемых технических решений по модернизации узла рудоподготовки и первичного гравитационного обогащения при переработке руд Ново-Широкинского месторождения составит 129,6 млн. рублей.

Список литературы

1. Мязин В.П., Литвинцев С.А., Чернышева В.И. Оценка технологической изученности комплексных полиметаллических руд Ново-Широкинского месторождения // Вестник ЗабГУ. – 2015. – № 04. С. 28 – 36.

2. Литвинцев С.А., Мязин В.П. Повышение эффективности гравитационного обогащения полиметаллических золотосодержащих руд (на примере Ново-Широкинского месторождения) // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов. – Чита: ЗабГУ, 2016. С. 107 – 110.

3. Мязин В.П., Литвинцев С.А., Литвинцева В.И. Совершенствование технологии переработки комплексных полиметаллических руд Ново-Широкинского месторождения // Новые технологии в науке о Земле: материалы V Всероссийской научно-практической конференции. – Нальчик: Каб.-Балк. ун-т, 2015, 193 с.

4. Пат. 2608480 Российская Федерация, МПК С22В1/00. Поточная линия для комплексного извлечения ценных компонентов из полиметаллических руд / С.А. Литвинцев, А.Н. Кисляков, В.И. Литвинцева, С.Н. Носков, В.П. Мязин; патентообладатель ФГБОУ ВПО «ЗабГУ». – 2012105846/03; заявл. 15.09.2015; опубл. 20.09.2015.

5. Пат. 172003 Российская Федерация, МПК В03В5/16. Отсадочная машина диафрагмовая / В.П. Мязин, С.А. Литвинцев; патентообладатель ФГБОУ ВПО «ЗабГУ». – 2012105846/03; заявл. 10.01.2017; опубл. 26.06.2017.

ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД СЕРПЕНТИНИТОВОГО СОСТАВА

Мамонов С.В.^{1,2}, Орлов С.Л.¹, Волкова С.В.¹, Власов И.А.¹

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, ²НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Смешанные медные руды серпентинитового состава характерны для месторождения «Бозымчак» Киргизской Республики.

Залежь Бозымчакского месторождения приурочена к контакту гранодиоритов Джалгызурюкского массива с карбонатной толщей девон-карбонного возраста.

Рудные тела располагаются в основании гранат-волластонитовой скарновой залежи на границе с гранат-пироксеновыми скарнами, образуя скарновый тип медных руд, и на границе с серпентинитами, образуя тип медных руд серпентинитового состава.

Интенсивное освоение месторождения «Бозымчак» привело к истощению запасов медных руд скарного типа и, соответственно, к необходимости разработки глубоких горизонтов месторождения, где зона развития серпентинитов довольно заметно возрастает.

Смешанные медные руды серпентинитового состава являются сложным объектом исследований в виду их малой изученности, наличия существенного количества связанных окисленных минералов меди и серпентинита.

Исследуемые смешанные медные серпентинитовые руды содержат 0,76 % меди, 0,7 г/т золота, 3,6 г/т серебра, 37,3 % диоксида кремния и 36,2 % оксида магния.

Согласно результатам количественного фазового анализа, медь в исследуемой руде на 38,16 % связана с первичными сульфидами (халькопиритом) и на 11,84 % с вторичными минералами (ковеллином, халькозином и борнитом). В руде отмечается высокое содержание окисленных форм меди – 50,0 %, 25 % из которых представлено свободными формами (малахит, азурит), а 25 % - связанной окисленной формой (хризокolloй).

По данным минералого-петрографических исследований медная серпентинитовая руда на 71 % состоит из плотного опаловидного серпентина; реже встречаются куски, содержащие участки сильно измененного рыхлого серпентина с желтоватым оттенком, пронизанного прожилками шелковистого асбеста. Сульфидная минерализация в фрагментах руды представлена редкой вкрапленностью. Во фрагментах руды наблюдаются корочки, представленные малахитом, азуритом и хризокolloй.

По данным минералогического анализа содержание основных минералов в медной серпентинитовой руде составляет, %:

- пирит	2
- халькопирит	1
- вторичные минералы меди (ковеллин, халькозин, борнит)	<1
- окисленные минералы меди (малахит, азурит, хризоколла)	<1
- лимонит (гематит, гётит, магнетит)	10
- серпентин (антигорит, лизардит, хризотил, асбест)	71
- пироксены (диопсид, авгит)	5
- амфиболы (тремолит-актинолит)	4
- слоистые силикаты (хлориты, биотит, флогопит)	6
- кальцит	1

Основными медьсодержащими минералами в пробе являются: халькопирит, малахит, азурит, хризоколла, ковеллин, халькозин и борнит.

Халькопирит встречается в руде в виде зерен изометричных неправильных форм. Зерна халькопирита выступают в качестве заполнителя межзернового пространства зерен нерудных минералов. Преимущественно халькопирит находится в сростании с вторичными минералами меди и гематитом, а также с нерудными минералами. При этом зерна халькопирита оконтурены выделениями гематита.

Вторичные минералы меди находятся в тесных сростаниях с халькопиритом, гематитом и нерудными минералами, образуя сложные сростки различной крупности и формы. Границы сростания их неровные и нечеткие. Распределение вторичных минералов меди среди гематита и нерудных минералах неравномерное. Их микровключения в гематите образуются за счет стадийного окисления халькопирита и, соответственно, приурочены к выделениям халькопирита. Если халькопирит заполняет межзерновое пространство нерудных минералов совместно с вторичными минералами меди и гематитом, то вторичные минералы не только замещают первичные сульфиды меди, но и образуют микровключения в гематите. Размер включений вторичных минералов меди в нерудных минералах и гематите не превышают первых микрон.

Малахит и азурит встречаются в исследуемой руде в виде корок, налетов, жил и прожилков. В основном эти минералы наблюдаются в качестве заполнителя трещин и пустот.

Серпентин совместно с другими нерудными минералами слагает основную массу кусков руды с вкрапленной рудной минерализацией. Сплошная масса серпентина содержит в себе микровключения вторичных минералов меди, находящихся в межзерновом пространстве нерудных минералов.

Методами электронной микроскопии на электронном сканирующем микроскопе EVO-MA 15 установлено, что нерудные минералы и гематит, представленные как зернами, так и прожилками в краевой своей части (периферии) содержат примесь меди.

Общий вид анализируемого методами электронной микроскопии фрагмента руды представлен на рисунке 1. На данном участке среди нерудных минералов наблюдаются микровключения медных минералов.

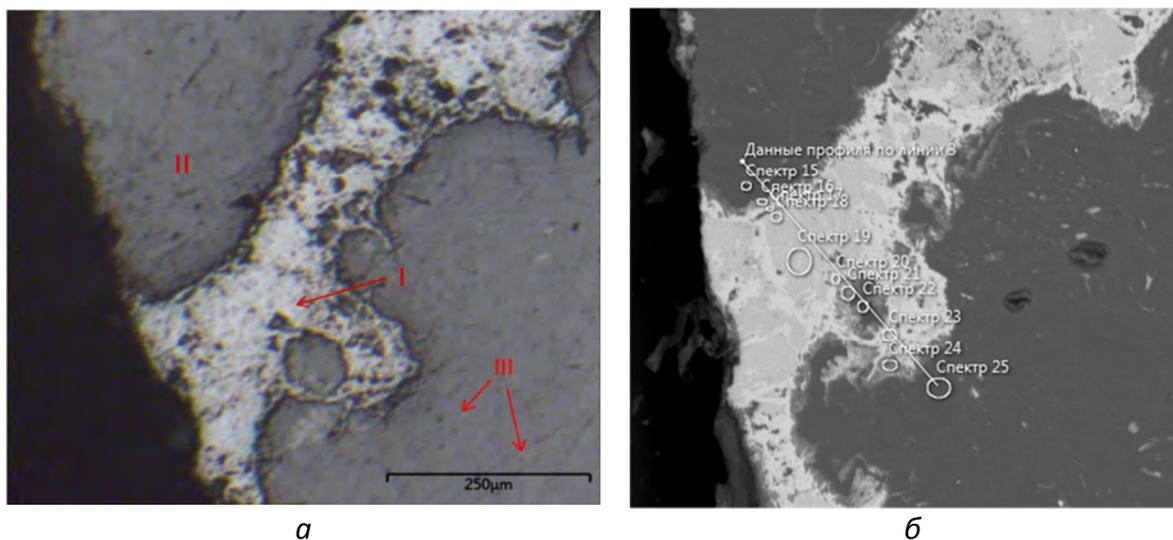


Рисунок 1 – Вид фрагмента медной серпентинитовой руды в оптический микроскоп с обозначением минералов (а) и электронный сканирующий микроскоп с обозначением участков проведения химического анализа (б):
I – гематит, II – нерудные минералы, III – вторичные минералы меди

По результатам химического микроанализа, выполненного на электронном сканирующем микроскопе, установлено, что на анализируемом участке фрагмента руды медь ассоциирована не только с самостоятельными минеральными индивидами (халькопирита, вторичных минералов меди, азурита, малахита и хризоколлы), но и находится в виде примесей в нерудных минералах и гематите.

Изучено распределение меди в силикатах и гематите. По картам распределения химических элементов по поверхностям зерен силикатов и гематита наблюдаются равномерные вкрапления меди.

Профиль, распределение химических элементов и полуколичественный химический состав элементов по линии, проведенной через зерно гематита, представлен на рисунке 2.

По результатам полуколичественного химического анализа различных участков, обозначенных на рисунке 2, установлено:

- содержание меди в нерудных минералах составляет 0,4-1,0 %;
- медь содержится в краевой части гематита, образуя корочки с содержанием 21,1-24,9 %;
- содержание меди в центральных частях гематита в среднем составляет 0,5-2,0 %.

На основании результатов химического, фазового и минералогического анализов установлено, что основными особенностями вещественного состава смешанной медной серпентинитовой руды являются:

- высокое содержание окисленных форм меди – 50,0 %: 25 %, из которых представлено малахитом, азуритом и купритом, а 25 % – неизвлекаемой флотацией хризокolloй;
- высокое содержание диоксида кремния – 37,3 % и оксида магния – 36,2 %;
- наличие основного породообразующего минерала – серпентинита, массовая доля которого составляет 71 %;
- наличие меденосного гематита, содержание меди в котором может достигать до 2 % в его внутреннем объеме и до 25 % в его краевой части.

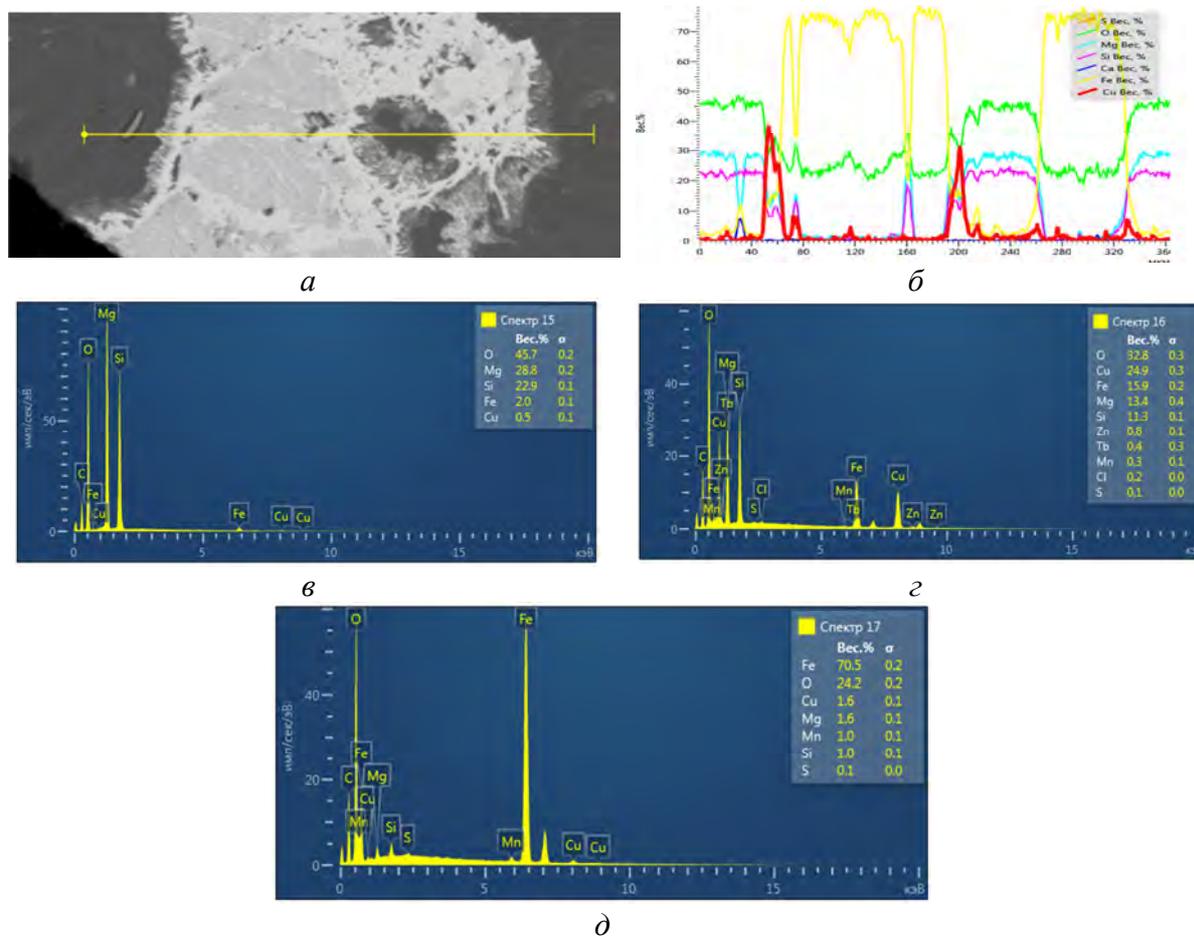


Рисунок 2 – Линия сканирования фрагмента руды (а) с распределением химических элементов: по линии сканирования (б), в нерудных минералах (в), в краевой (з) и средней (д) частях гематита

Учитывая сложный вещественный состав медных серпентинитовых руд, получение медного концентрата с высоким извлечением меди флотационными методами обогащения будет весьма затруднительно. При флотационном обогащении окисленной медной серпентинитовой руды стоит ожидать извлечение меди в медном концентрате на уровне 66-67 % при его качестве 18-19 %.

Высокое содержание окисленных минералов меди в исследуемой руде определило целесообразность проведения предварительных исследо-

ваний по сернокислотному выщелачиванию. Исследования по выщелачиванию меди проводили на измельченной до крупности 95 % класса минус 0,071 мм руде при соотношении Ж:Т=2, продолжительности выщелачивания 4 ч, а также при вариации начальной концентрации серной кислоты в интервале от 10 до 1200 г/л.

В процессе исследований установлено, что при начальной концентрации серной кислоты до 350 г/л не наблюдается переход меди в раствор (рН раствора не опускается ниже 5-6 ед.). Увеличение концентрации кислоты до 400 г/л и выше обеспечивает наличие в пульпе кислой среды (рН 2-3 ед.), необходимой для перехода меди в раствор.

Результаты выщелачивания руды с начальным расходом серной кислоты 800-1200 кг/т показали возможность перехода всего 35-37 % меди в раствор. При этом наблюдается высокая кислотоёмкость руды, достигающая 966 кг/т. Это обусловлено наличием в исследуемой руде серпентинита, который легко и с высокой полнотой взаимодействует с растворами серной кислоты.

По результатам исследований установлено, что гидрометаллургическая переработка исследуемой руды на основе кислотного выщелачивания является нецелесообразной ввиду низкого извлечения меди и высоких удельных расходов серной кислоты за счет высокого содержания в руде серпентинита.

Флотационные исследования на первоначальном этапе проведены по технологии, по которой обогащаются сульфидные медные руды скарного типа месторождения «Бозымчак» на обогатительной фабрике. Существующая флотационная технология предусматривает: измельчение исходной руды до крупности 85 % класса минус 0,071 мм в известковой среде; проведение операций основной и контрольной медных флотаций с использованием бутилового ксантогената калия и пенообразователя Т-92; доизмельчение грубого медного концентрата основной медной флотации до крупности 95 % класса минус 0,045 мм; проведение I-III перечистных операций флотации грубого медного концентрата с получением готового медного концентрата.

По фабричной технологии из окисленной медной серпентинитовой руды получен медный концентрат с массовой долей меди 15,1 % при ее извлечении 48,9 %. Потери меди с отвальными хвостами составили 51,1 % при содержании меди 0,39 %.

По результатам изучения вещественного состава конечных продуктов обогащения исследуемой руды по фабричной технологии установлено, что: низкое качество медного концентрата обусловлено наличием в нем серпентинита, массовая доля которого доходит до 43 %, а также наличием сростков окислов железа с халькопиритом; потери меди с отвальными хвостами связаны с потерями ее с хризоколлой (извлечение этого минерала в отвальные хвосты составляет 100 %), малахитом и азуритом (извлечение

свободных окислов меди в отвальные хвосты составляет 90 %), а также со сростками халькопирита с окислами железа.

В связи с низким качеством медного концентрата и высокими потерями меди с отвальными хвостами при проведении исследований особо уделено внимание раскрытию сростков медных минералов с окислами железа в процессе измельчения, подбору номенклатуры и расхода реагентов-депрессоров серпентинита, реагентов-активаторов окисленных медных минералов.

Изучение раскрытия минералов выполнялось с использованием как шарового измельчения руды до крупности 70 % класса минус 0,020 мм (что соответствует содержанию 95 % класса крупности -0,071 мм), так и бисерного измельчения до крупности 100 % класса минус 0,020 мм. Графическая зависимость содержания свободных зерен халькопирита и его сростков с окислами железа от содержания класса 0,020 мм в измельченном продукте приведена на рисунке 3.



Рисунок 3 – График зависимости содержания свободных зерен халькопирита и его сростков с окислами железа от содержания класса 0,020 мм в измельченном продукте

Из результатов исследований, приведенных на рисунке 3, следует, что шаровое измельчение руды до фабричной крупности 85 % класса минус 0,071 мм (или 70 % класса минус 0,020 мм) позволяет получить продукт, содержащий 72 % свободных зерен халькопирита и 24 % сростков халькопирита с окислами железа. Полное раскрытие халькопирита происходит только при ультратонком измельчении руды в бисерной мельнице до крупности 90 % класса минус 0,020 мм.

Увеличение тонины помола руды и, как следствие, увеличение содержания свободных зерен медных минералов, способствует увеличению извлечения меди в медный концентрат. Так, например, на рисунке 4 пока-

зано, что с увеличением содержания свободных зерен медных минералов с 70 % (шаровое измельчение до содержания 70 % класса минус 0,020 мм) до 100 % (бисерное измельчение до содержания 90 % класса минус 0,020 мм) позволяет повысить извлечение меди в медный концентрат с 48 до 67 %.

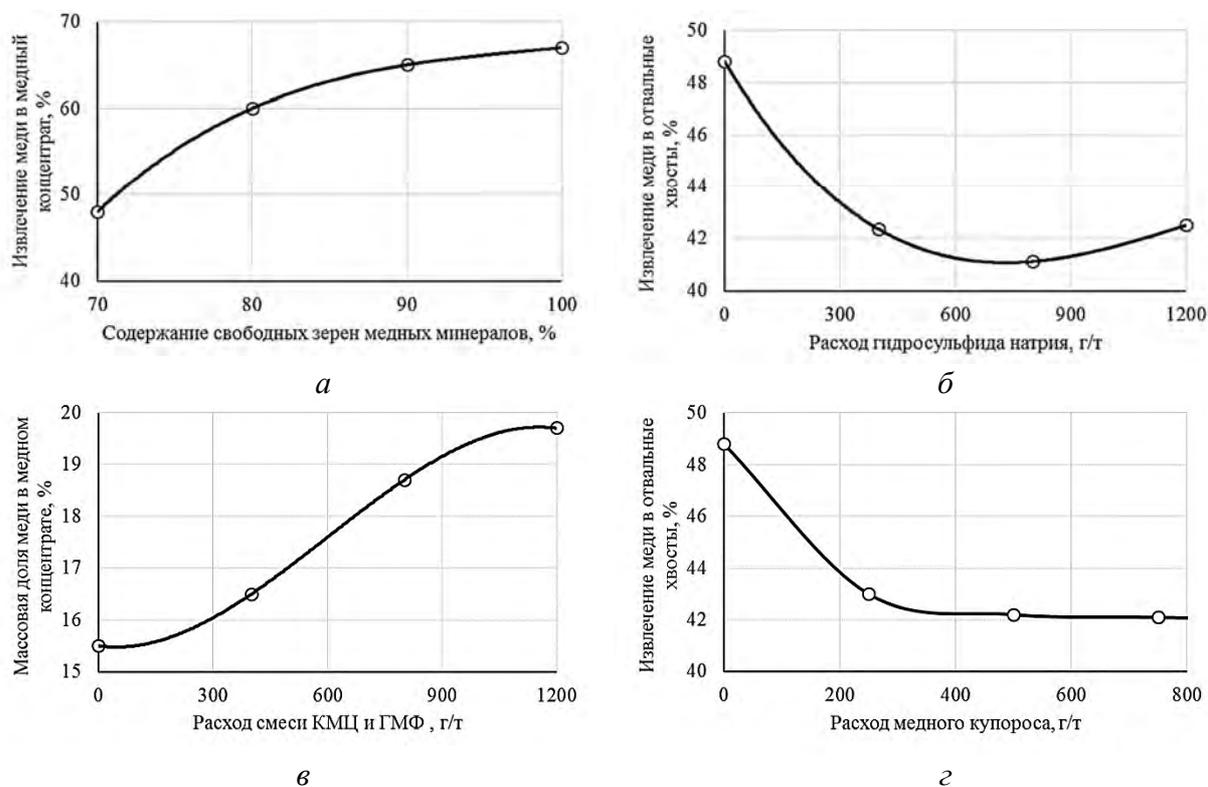


Рисунок 4 – Зависимость технологических показателей обогащения исследуемой руды от содержания свободных зерен медных минералов (а), расходов гидросульфида натрия (б), смеси КМЦ и ГМФ (в) и медного купороса (г)

В процессе исследований обогатимости руды установлены следующие технологические особенности:

- подача в цикл рудного измельчения руды сульфидизатора поверхности окисленных медных – гидросульфида натрия позволяет снизить потери меди с отвальными хвостами с 49 % до 41 % (рисунок 5б). В качестве оптимального принят расход гидросульфида натрия равный 800 г/т. Повышение расхода сульфидизатора до 1200 г/т приводит к депрессии халькопирита и увеличению потерь меди с отвальными хвостами;

- совместная подача реагентов депрессоров серпентинита – гексаметафосфата натрия (ГМФ) и карбоксилметилцеллюлозы (КМЦ) в цикл рудного измельчения и в операцию контрольной медной флотации стабилизирует флотационный процесс, повышая селективность флотации. Согласно данным, приведенным на рисунке 5в, подача ГМФ и КМЦ с суммарным расходом 1200 г/т позволяет повысить качество медного концентрата до 20 % (содержание меди в медном концентрате без подачи депрессоров пустой породы составляет 15,5 %);

- введение операций аэрации пульпы с медным купоросом перед операцией основной медной флотации позволяет повысить извлечение меди в медный цикл. Согласно результатам исследований, приведенным на рисунке 52, минимальные потери меди с отвальными хвостами наблюдаются при подаче медного купороса с оптимальным расходом 250 г/т;

- плотность пульпы в операции основной медной флотации должна быть на уровне 17-20 %, в перерасчетных операциях грубого медного концентрата на уровне 11-15 %.

По результатам исследований разработана флотационная технология обогащения медной руды серпентинитового состава включающая: измельчение исходной руды в голове процесса в шаровых и бисерных мельницах до крупности 90 % класса минус 0,02 мм; операции агитации пульпы с ГМФ, КМЦ и гидросульфидом натрия; операцию аэрации пульпы с медным купоросом, операции основной и контрольной медной флотаций с получением грубого медного концентрата и отвальных хвостов, три перерасчетные операции флотации грубого медного концентрата с получением готового медного концентрата.

По разработанной технологии обогащения получен кондиционный медный концентрат марки КМ-6 с массовой долей меди 19,06 % при извлечении меди 66,70 %.

УДК 622.765

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАНЫХ РУД НОВО-УЧАЛИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Чинова М.И.¹, Авербух А.В.¹, Мамонов С.В.^{1,2}

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, ²НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Колчеданные медно-цинковые руды Южного Урала представлены огромным многообразием месторождений и являются труднообогатимым сырьем. Одним из таких месторождений является Ново-Учалинское.

Ново-Учалинское колчеданное медно-цинковое месторождение расположено в Учалинском районе республики Башкортостан к юго-востоку от эксплуатируемого Учалинского месторождения. Месторождение было открыто в 1986 году.

Запасы руд Ново-Учалинского месторождения сосредоточены в двух главных рудных телах, причем в первом заключено 99 % всех запасов.

Колчеданная минерализация на месторождении представлена сплошными (95 %) и прожилково-вкрапленными рудами. Выделяется семь природных сортов руд: медный колчеданный, медный вкрапленный, цинковый колчеданный, цинковый вкрапленный, медно-цинковый колчедан-

ный, медно-цинковый вкрапленный и серный колчеданный. Основными слагающими тела рудами являются медно-цинковый (44 %), медный (34 %) и цинковый (15 %) колчеданы [1,2].

Разнообразие технологических схем обогащения медно-цинковых руд обусловлено особенностями их вещественного состава, и в настоящее время на обогатительных фабриках используют в основном три варианта технологических схем:

- коллективно-селективная;
- селективно-коллективно-селективная;
- прямая селективная.

Применяемые технологии обогащения колчеданных медно-цинковых руд Южного Урала с повышением относительного содержания теннантитной меди обуславливают снижение извлечения общей меди в медный концентрат и потери меди с цинковым концентратом [3].

Настоящие исследования по разработке технологии обогащения медно-цинковой руды Ново-Учалинского месторождения проведены по схеме коллективно-селективной флотации, наиболее полно учитывающей геолого-минералогические и технологические особенности и обеспечивающей получение кондиционных медного концентрата и цинкового концентрата в виде пенного продукта, исключая дорогостоящий цикл доводки цинкового концентрата, применяемого при переработке колчеданных медно-цинковых руд на Учалинской обогатительной фабрике.

В ходе исследований уточнены основные параметры измельчения руды, доизмельчения коллективного концентрата, медного и цинкового концентратов, а также продолжительность технологических операций, щелочность пульпы и расход флотационных реагентов.

Исследуемая проба руды Ново-Учалинского месторождения относится к колчеданным медно-цинковым рудам преимущественно с массивными и реже вкрапленными текстурами. Структура руды зернистая, плотная, гипидиоморфнозернистая.

Руда характеризуется сложным минералогическим составом. Наряду с главными сульфидными минералами – пиритом (81 %), сфалеритом (3 %), халькопиритом (2 %), в подчиненном количестве присутствует теннантит, ковеллин, халькозин.

Нерудные минералы представлены клинохлором, баритом, карбонатами, кварцем.

Медные минералы представлены на 64,52 % (отн.) халькопиритом, теннантитом на 20,43 % (отн.) и на 11,83 % (отн.) вторичными сульфидами меди. Цинковые минералы представлены сфалеритом на 90,59 % (отн.) и на 9,41 % (отн.) окисленными минералами цинка.

Характерной особенностью руды является наличие нескольких разновидностей медных минералов, обладающих различными технологическими свойствами, весьма тонкое взаимное прораствание сульфидных и не-

рудных минералов, а также эмульсионная вкрапленность халькопирита и сфалерита в пирите.

Раскрытие сульфидных минералов происходит медленно. Полное их раскрытие наблюдается в классе крупности минус 0,005 мм. Этот фактор является наиболее важным при дальнейшей переработке руды и указывает на необходимость весьма тонкого измельчения, с целью раскрытия зерен минералов – носителей ценных извлекаемых компонентов.

При разработке схемы обогащения с целью интенсификации процесса флотации медных минералов в коллективном цикле и снижения потерь металлов с отвальными хвостами в цикл рудного измельчения дозировали гидросульфид натрия. Учитывая, что небольшой расход гидросульфида натрия (50 г/т) повышает стабильность технологического процесса, частично сульфидизирует окисленную поверхность медных минералов и обеспечивает улучшение их флотиремости.

Кроме введения гидросульфида натрия в I коллективном цикле флотации была увеличена продолжительность кондиционирования пульпы с собирателем (бутиловым ксантогенатом калия – БКК) до 5-7 мин, способствующая увеличению скорости флотации теннантита и повышению извлечения меди.

С целью снижения потерь цинка с отвальными хвостами во II цикле коллективной флотации проводится кондиционирование пульпы в высокощелочной среде с активацией цинковых минералов медным купоросом. В коллективном цикле флотации предусмотрена дробная подача собирателя.

Полученный коллективный концентрат подвергается доизмельчению до крупности 92-96 % класса минус 0,045 мм в известковой среде в присутствии депрессоров цинковых минералов – гидросульфида натрия и цинкового купороса в соотношении 1:3. Для поглощения десорбированного собирателя с поверхности сульфидных минералов сернистым натрием, в цикл доизмельчения вводится активированный уголь. Для более глубокой депрессии цинковых минералов и пирита предусмотрена дробная подача гидросульфида натрия и цинкового купороса.

В ходе проведения исследований было отмечено, что повышенные расходы гидросульфида натрия приводят не только к депрессии цинковых минералов, но и к снижению извлечения меди. Несмотря на доизмельчение коллективного концентрата до крупности 92-96 % класса минус 0,045 мм, кондиционного медного концентрата по содержанию меди получено не было. Сульфидные минералы остаются в тесных срастаниях между собой и в весьма сложных срастаниях с пиритом. С целью более полного раскрытия сульфидных минералов и получения кондиционного медного концентрата более высокого качества была введена операция доизмельчения грубого медного концентрата до крупности 98 % класса минус 0,045 мм и две перечистные флотации в присутствии депрессоров - гидросульфида и цин-

кового купороса. Содержание свободного оксида кальция в цикле основной медной флотации 56-112 г/м³ и с повышением щелочности пульпы в перечистных флотациях концентрата основной медной флотации до 12-196 г/м³ жидкой фазы пульпы.

В этих условиях получен кондиционный медный концентрат с массовой долей меди 22,04-24,40 %, цинка 1,30-2,95 %.

Цинковый цикл проводится по классической технологии с активацией цинковых минералов в высокощелочной среде, создаваемой известью, питанием которого являются хвосты контрольной медной флотации. С целью получения кондиционного цинкового концентрата как по содержанию железа, так и цинка предусмотрено доизмельчение концентрата основной цинковой флотации, обеспечивающее наиболее полное раскрытие цинковых минералов. Следует отметить, что в цинковом цикле предусмотрено тепловое кондиционирование пульпы при температуре 40-48 °С для более глубокой депрессии пирита. Проведение трех перечистных флотаций концентрата основной цинковой флотации позволило получить кондиционный цинковый концентрат с массовой долей цинка 52,4-54,2 %, меди 0,40-0,62 %, железа 4,80-7,06 %.

В результате проведенных исследований по разработке технологии обогащения колчеданной медно-цинковой руды Ново-Учалинского месторождения, содержащей меди 0,89 %, цинка 2,03 % и серы 45,40 % показана возможность получения кондиционных высококачественных медного и цинкового концентратов по схеме коллективно-селективной флотации, предусматривающей дробную подачу собирателя во всех циклах флотации при увеличении продолжительности кондиционирования пульпы с ним, а также дробную подачу депрессоров цинковых минералов – гидросульфида натрия и цинкового купороса в селективном цикле флотации.

Схема переработки колчеданных медно-цинковых руд Ново-Учалинского месторождения, представленная на рисунке 1, включает:

- рудное измельчение до крупности 83-87 % класса минус 0,071 мм в известковой среде в присутствии гидросульфида натрия;
- проведение циклов I коллективной флотации и II коллективной флотации с активацией цинковых минералов медным купоросом;
- доизмельчение коллективного концентрата до крупности 92-96 % класса минус 0,045 мм в известковой среде в присутствии депрессоров цинковых минералов и пирита – гидросульфида натрия и цинкового купороса – и активированного угля;
- доизмельчение концентратов основной медной и цинковой флотаций до крупности 95-99 % класса минус 0,045 мм;
- проведение перечистных флотаций доизмельченного медного концентрата в присутствии депрессоров;

- проведение двух-трех перечистных флотаций доизмельченного грубого цинкового концентрата в высокощелочной среде, включая тепловое кондиционирование пульпы при температуре 40-48 °С.

В условиях оптимального технологического и реагентного режимов обогащения колчеданной медно-цинковой руды получены:

- медный концентрат, соответствующий марке КМ-5 ГОСТ Р 52998-2008, с массовой долей меди 22,76 %, цинка 2,35 % при извлечении меди 79,28 %;

- цинковый концентрат, соответствующий марке КЦ-3 ГОСТ Р 54922-2012, с массовой долей цинка 52,54 %, меди 0,87 %, железа 6,62 %, оксида кремния 0,90 % при извлечении цинка 83,60 %.

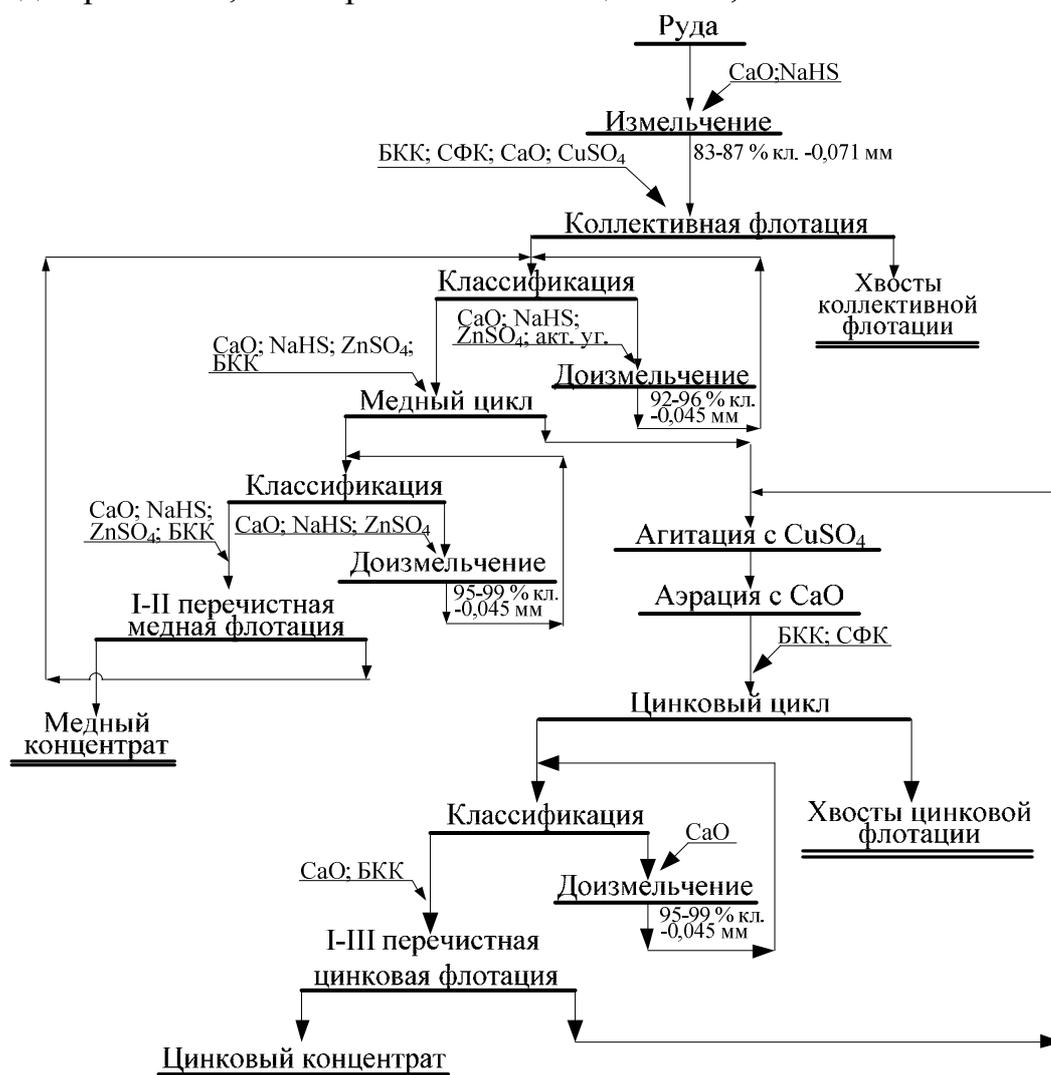


Рисунок 1 – Схема переработки медно-цинковой руды

Разработанная технологическая схема коллективно-селективной флотации при обогащении колчеданной медно-цинковой руды Ново-Учалинского месторождения обеспечивает получение цинкового концентрата в виде пенного продукта, исключая дорогостоящий цикл доводки цинко-

вого концентрата и адаптирована к условиям переработки руд на Учалинской обогатительной фабрике.

Список литературы

1. Предварительная разведка Ново-Учалинского медноколчеданного месторождения: отчет с подсчетом запасов за 1988-1994 гг. / АООТ «Уралцветметразведка». – Межозерный, 1995.
2. Разведочные работы в пределах горного отвода Ново-Учалинского медноколчеданного месторождения в Учалинском районе Республики Башкортостан в 2009-2012 гг. Геологоразведочные работы с дневной поверхности в 2010-2012 гг. Лицензия УФА №00878ТЭ. Отчет по договору № 15-13-10 от 02.08.2010 – ОАО «Учалинский ГОК». – Учалы, 2012.
3. Пшеничный Г.Н., Цепин А.И. Особенности состава блеклых руд Учалинского месторождения в связи с комплексным использованием его сырья: отчет ИГ БФАН СССР / Башкирский филиал Института геологии. – Уфа, 1978 г.

УДК 622.75

ОЦЕНКА ИНФОРМАТИВНОСТИ ПРИЗНАКОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ СУЛЬФИДНЫХ РУД К РАЗДЕЛЕНИЮ

Потапов В.Я., Цыпин Е.Ф., Потапов В.В., Стожков Д.С., Троп В.А.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

В настоящее время в связи с истощением сырьевой базы все большую актуальность приобретает вовлечение в переработку бедных и забалансовых руд. Особое место при подготовке их к обогащению занимает предварительная концентрация, позволяющая удалять основную часть отвальных хвостов в крупнокусковом виде, повышать и стабилизировать качество минерального сырья, снижать себестоимость его переработки [1].

Подготовка к разделению сульфидных руд традиционно связывают с показателями и кривыми контрастности [2]. Получение такой информации требует специального отбора, обработки и анализа кусковых или предварительно объединенных во фракции проб. Следовательно, этот подход не является оперативным. С другой стороны, и показатель, и кривые контрастности теряют информативность применительно к многокомпонентным рудам из-за возможной их противоречивости по отдельным компонентам. Медно-цинковые руды, являясь многокомпонентными, не представляют исключения.

В таблице 1 приведены показатели контрастности и определенные по кривым контрастности потенциальные выходы хвостов при заданных ограничениях на массовую долю компонентов в них. Для руд различных месторождений отвальные массовые доли радиометрического обогащения приняты равными массовым долям компонентов в хвостах флотаци-

онного обогащения. Наименьшая контрастность наблюдается по сере, причем кривые контрастности часто свидетельствуют и о минимальном выходе хвостов.

Таблица 1 – Показатели контрастности и выходы хвостов, определенные по кривым контрастности отдельных компонентов

Руда месторождения	Показатель контрастности, отн.ед.			Выход хвостов по кривым контрастности отдельных компонентов, %		
	медь	цинк	сера	медь	цинк	сера
Гайского (забалансовая)	1,09	1,17	0,88	65,0	42,0	72,0
Сибайского	0,64	1,62	0,23	-36	64	-
Учалинского	0,59	0,90	0,17	-31	-39	-

В данной работе рассматриваются результаты исследований возможности предварительной концентрации забалансовых медных руд различными методами на основе покускового анализа содержаний полезных компонентов и определения физических свойств проб. В качестве признаков разделения сульфидных руд использовалось средняя массовая доля компонентов в руде, %; массовая доля компонентов в наиболее богатых кусках; избирательность дробления монофаз ф, град; отношение интенсивности вторичного характеристического рентгеновского излучения анализируемых элементов к рассеянному излучению источника; добротность контура, связанная с электропроводимостью минералов.

Выбор фактора с лучшим соответствием мере подготовки руды к разделению выполним двумя методами – анализа корреляций и ранжирования по алгоритму отбора и упорядочения признаков по информационным весам [3-5]. Суть второго метода прогноза заключается в том, что диапазон значений каждого исследуемого фактора разбивается на ряд интервалов варьирования, каждый из которых принимается затем как самостоятельный бинарный признак, принимающий только два значения: 0, если в данной технологической ситуации значения исследуемого признака не попадают в рассматриваемый интервал, и 1 – в противоположном случае.

Сущность методики в следующем.

1. Исходную таблицу значений признаков преобразуют в так называемую бинарную таблицу следующим образом. Бинарные признаки, которые составляют эту таблицу, принимают только два значения (0 или 1). Если контролируемые признаки являются непрерывными, то переход к бинарным значениям осуществляется разбиением на ряд дискретных интервалов варьирования, которые в дальнейшем и рассматривают, как отдельные признаки. Любое конкретное значение признака можно при этом интерпретировать как попадание в соответствующий интервал (1) и непопадание в него (0) [4].

2. По преобразованной бинарной таблице вычисляют средние значения бинарных признаков в том или ином варианте:

$$\gamma_{tj} = \sum_{k=1}^{l_j} X_{ktj} / l_j, \quad (1)$$

где γ_{tj} – среднее значение t -го признака в j -м варианте; X_{ktj} – k -е текущее t -го признака в j -м варианте; l_j – количество строк бинарной таблицы в j -м варианте.

3. Определяют общие средние значения каждого признака

$$\gamma_t = \sum_{j=1}^n \gamma_{tj} / u, \quad (2)$$

где γ_{tj} – общее среднее значение t -го признака; u – количество режимов.

4. Определяют дисперсии между вариантами по каждому признаку:

$$D_t = \sum_{j=1}^u (\gamma_{tj} - \gamma_t)^2 / u, \quad (3)$$

где D_t – дисперсии t -го признака. Такие дисперсии принимают за информационные веса бинарных признаков.

5. По информационным весам бинарных признаков находят информационные веса реальных признаков. При этом, если общее число бинарных признаков (столбцов) Γ и Γ_i – номер столбца, на котором заканчиваются бинарные признаки непрерывного признака X_i ($i = \overleftarrow{1, n}$), то оценка информативности i -го непрерывного признака

$$I_{X_i} = (\Gamma_i - \Gamma_{i-1}) \sum_{k=\Gamma_{i-1}+1}^{\Gamma_i} D_k^i, \quad (4)$$

где k – номер столбца по таблице бинарных признаков.

6. После установления информационного веса непрерывных признаков их располагают в порядке убывания. Большой информационный вес соответствует наиболее важным, т. е. информативным признакам.

Информационный вес находился по данным анализа исследованных сульфидных руд различными методами.

Предварительное исследование позволило выделить три характерные ситуации в зависимости от значений выхода хвостов: класс А – $u_{XB} < 25\%$; класс В – $u_{XB} = 25...35\%$; класс С – $u_{XB} > 35\%$.

В таблице 2 приведены результаты для каждого из рассмотренных факторов: приведены коэффициенты корреляции, уравнения регрессии и информационные веса признаков, а также результаты их ранжирования.

Таблица 2 – Связь выхода хвостов с признаками и результаты ранжирования априорных признаков

Признак	По результатам корреляционного анализа			По алгоритму отбора и упорядочения	
	уравнение линии регрессии	коэффициент корреляции, доли ед.	ранг признака	информационный вес, отн. ед.	ранг признака
Средняя массовая доля компонентов в руде, %	Медь $u_{XB} = 41,29 - 4,26x$	- 0,17	14	0,046	14
	Цинк $u_{XB} = 37,99 - 1,65x$	- 0,11	15	0,103	6
	Сера $u_{XB} = 60,91 - 1,21x$	- 0,76	1	0,146	1
Сумма сульфидных минералов	$u_{XB} = 59,65 - 0,55x$	- 0,62	5	0,125	5
Массовая доля компонентов в наиболее богатых кусках	Медь $u_{XB} = 19,41 + 1,81x$	0,55	6	0,076	12
	Цинк $u_{XB} = 33,88 + 0,17x$	0,10	16	0,058	13
	Сера $u_{XB} = 89,93 - 1,25x$	- 0,43	8	0,086	9
Избирательность дробления монофаз ф, град	Медь $u_{XB} = 36,32 - 7,15x$	- 0,35	12	0,043	15
	Цинк $u_{XB} = 36,9 - 0,92x$	- 0,19	13	0,025	16
	Сера $u_{XB} = 35,23 - 0,76x$	- 0,41	9	0,128	4
$\Delta\alpha/\alpha$, отн. ед.	Сера $u_{XB} = 34,43 - 17,22x$	- 0,63	4	0,091	8
Отношение интенсивности вторичного характеристического рентгеновского излучения анализируемых элементов к рассеянному излучению источника	Медь $u_{XB} = 19 - 14x + 62x^2$	0,59	5	0,083	10
	Цинк $u_{XB} = -1,6 + 37,3x - 2,8x^2$	0,36	11	0,081	11
	Сера $u_{XB} = 59 - 6x + 0,8x^2$	0,7	2	0,143	2
Добротность контура, связанная с электропроводимостью минералов	Медь $u_{XB} = -15,1 - 43,4x - 16,9x^2$	0,52	7	0,094	7
	Сера $u_{XB} = 34,8 - 48x + 12,5x^2$	0,64	3	0,136	3

Для сравнения приведены уравнения линии регрессии, связывающие потенциальный выход хвостов с показателями контрастности по компоненту, и соответствующие связям коэффициенты корреляции (таблица 3). По результатам анализа таблиц 2 и 3 можно заключить, что определяющим радиометрическое разделение сульфидных медно-цинковых руд [3] фактором является средняя массовая доля серы в руде, поэтому данный признак можно считать лучшим из априорно известных и рассмотренных в данной работе. Остальные признаки, особенно по другим полезным компонентам, гораздо менее эффективны. Сопоставление коэффициентов корреляции связей выход хвостов – средняя массовая доля серы и выход хвостов – показатель контрастности по сере свидетельствует, что для данного класса руд средняя массовая доля серы, как признак потенциальной предельной обогатимости, даже более эффективен, чем показатель контрастности по сере.

Уравнение связи $u_{XB} = f(\alpha_s)$ является приемлемым для прогноза предельной радиометрической обогатимости сульфидных медно-цинковых руд.

Таблица 3 – Связь показателя контрастности с расчетным выходом хвостов радиометрического разделения сульфидных медно-цинковых руд

Компонент	Уравнение линии регрессии	Коэффициент корреляции, дола ед.
Медь	$Y_{XB} = 19,09 + 15,31 M$	0,30
Цинк	$Y_{XB} = 21,18 + 12,45 M$	0,69
Сера	$Y_{XB} = 35,8 + 24,8 M$	0.62

Список литературы

1. Цыпин Е.Ф., Тююшева Н.М., Аржанников Г.И., Бочаров В.А., Карбовская А.В. О возможности предварительной концентрации забалансовых руд // В кн.: Повышение комплексности использования сырья при переработке руд цветных металлов. Свердловск.: УРАЛПРОМЕДЬ, 1988. – С.12-16
2. Мокроусов В. А., Лидеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. – М.: Недра, 1979. – 192 с.
3. Цыпин Е.Ф., Потапов В.Я., Троп В.А. Прогноз радиометрической обогатимости медно-цинковых руд на основе априорной информации // Изв. вузов. Горный журнал. – 1990. - №. – С. 110—115.
4. Троп В.А., Леонов Р.Е. Отбор значимых признаков при классификации производственных ситуаций в магнитном обогащении руд // Идентификация технологических процессов обогатительных фабрик — Свердловск, 1975. – Вып. 113. – С. 24-32.
5. Потапов В.Я., В.В. Потапов, Анохин П.М., Степаненков Д.Д. Выбор информативных признаков для разделения асбестовых руд / Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 4. С. 53-64.

УДК 622.231

ИМИТАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ПНЕВМОПОДЪЕМНИКА

Костюк П.А., Афанасьев А.И., Потапов В.Я., Потапов В.В., Адам В.Е.
 ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
 г. Екатеринбург, Россия

Для транспортировки сухих мелкодисперстных материалов используются пневмоподъемники, в которых рассматривается движение частиц при воздействии потока воздуха. Данные модели имеют различные проектные решения. Остановимся на характере движения частиц с использованием полки в загрузочном устройстве пневмоподъемника.

Исследуется процесс транспортировки тяжелых частиц с учетом трения в пневмотранспортном подъемнике, состоящем из камеры, с установленной в ней наклонной полки с присоединённым в её нижней части криволинейным трамплином [1-5].

На наклонной полке происходит разгон частиц под действием силы тяжести и при постоянной силе трения скольжения. Различие коэффициен-

тов трения приводит к тому, что, пройдя наклонную полку, в конце её частицы приобретают разную скорость.

Трамплин выполнен в виде вертикальной дуги окружности ACB радиуса r (рисунок 1). Движение частиц начинается из положения A – точки

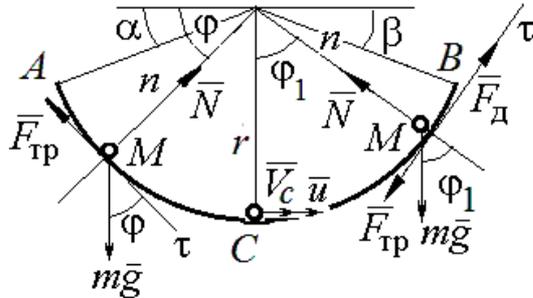


Рисунок 1 – Движение частицы по круговому трамплину:

дуга AC – без учёта воздушного потока;
дуга CB – в воздушном потоке

присоединения трамплина к полке с начальной скоростью V_A и продолжается до точки B , где частица сходит с трамплина скоростью V_B . Далее частица находится в свободном полёте. Точки A и B на трамплине определяются углами α и β относительно горизонтального диаметра (см. рисунок 1).

Процесс разделения по трению состоит в том, что, получив во время движения разные скорости, группа частиц образует на участке свободного

падения веер разделения, благодаря которому имеется возможность осуществлять их отдельный приём и формировать продукты разделения с различным составом.

Особенностью настоящего исследования является то, что с целью получения более эффективного разделения частиц в нижней части трамплина – точке C – создаётся воздушный поток, движущийся с постоянной скоростью u вдоль трамплина по направлению движения продуктов разделения. Предполагается, что скорость воздушного потока всюду превосходит скорость частицы. В этом случае на частицу дополнительно действует сила давления потока, которая оказывает заметное влияние на величину скорости частицы и является фактором регулирования процесса разделения.

Заметное влияние на движение частицы в воздушном потоке оказывает скорость частицы при входе её в воздушный поток. Скорость частицы определяется путём моделирования её движения с трением по безвоздушной части кругового трамплина – дуге AC (рисунок 1). Уравнения движения частицы по безвоздушной части кругового трамплина имеют вид [1-3]:

$$V^2 = V_A^2 e^{-2f(\varphi-\alpha)} - \frac{2gre^{-2f(\varphi-\alpha)}}{1+4f^2} [3f\cos\alpha + (1-2f^2)\sin\alpha] + \frac{6fgr}{1+4f^2} \cos\varphi + \frac{2gr(1-2f^2)}{1+4f^2} \sin\varphi, \quad (1)$$

Равенство (1) позволяет определять на круговом трамплине начальные условия для различных точек входа частицы в воздушный поток.

Рассмотрим движение частицы M на трамплине в воздушном потоке по дуге CB (см. рисунок 1). Сам воздушный поток движется вдоль трамплина по дуге CB с постоянной скоростью u . Для создания постоянно действующей силы давления на частицу предполагается выполнение условия $u > V$.

Траекторией частицы является окружность радиуса r . Коэффициент трения скольжения f . На частицу действуют сила тяжести $G = mg$, реакция опоры N , сила трения $F_{\text{тр}} = fN$ и сила давления со стороны воздушного потока, равная $F_{\text{д}} = kSp(u - V)^2$, где S – площадь миделева сечения частицы, ρ – плотность воздушного потока, u – скорость потока, V – скорость частицы, k – постоянный коэффициент.

Уравнения движения материальной точки M массой m в воздушном потоке в проекции на оси естественной системы координат (τMn) (см. рисунок 1, дуга CB) имеют вид:

$$\frac{dV^2}{d\varphi_1} + 2fV^2 - 2kSr \frac{\rho}{m}(u - V)^2 = -2gr(\sin\varphi_1 + f\cos\varphi_1). \quad (2)$$

Уравнение (2) представляет собой нелинейное дифференциальное уравнение, точное аналитическое решение которого не представляется возможным.

Линеаризуем уравнение (2) до следующего вида:

$$\begin{aligned} a_1 &= 3(V_C - V_B), \quad b_1 = (V_C^3 - V_B^3), \quad c_1 = (u - V_B)^3 - (u - V_C)^3 \\ a_2 &= \frac{1}{3}(V_C^3 - V_B^3), \quad b_2 = \frac{1}{5}(V_C^5 - V_B^5), \\ c_2 &= u^2 \frac{1}{3}(V_C^3 - V_B^3) - \frac{1}{2}u(V_C^4 - V_B^4) + \frac{1}{5}(V_C^5 - V_B^5), \end{aligned} \quad (3)$$

Здесь при расчёте коэффициентов уравнения скорость частицы V_C известна. Это скорость входа частицы в воздушный поток и находится она из уравнения (1).

При $\varphi = \pi/2$ квадрат скорости частицы равен:

$$V_C^2 = V_A^2 e^{-2f\left(\frac{\pi}{2}-\alpha\right)} - \frac{2gre^{-2f\left(\frac{\pi}{2}-\alpha\right)}}{1+4f^2} \left[3f\cos\alpha + (1-2f^2)\sin\alpha \right] + \frac{2gr(1-2f^2)}{1+4f^2}. \quad (4)$$

Скорость же частицы V_B при движении её в воздушном потоке неизвестна. В качестве приближённого значения V_B используется скорость частицы при сходе её с трамплина в точке B без учёта воздушного потока.

При $\varphi = \pi - \beta$ получим:

$$V_B^2 = V_A^2 e^{-2f(\pi-\beta-\alpha)} - \frac{2gre^{-2f(\pi-\beta-\alpha)}}{1+4f^2} \left[3f\cos\alpha + (1-2f^2)\sin\alpha \right] + \frac{2gr}{1+4f^2} \left[(1-2f^2)\sin\beta - 3f\cos\beta \right]. \quad (5)$$

Система уравнений (3) имеет своим решением значения параметров μ , η :

$$\eta = \frac{3c_2 - c_1V_C^2 - (u - V_C)^2(3a_2 - a_1V_C^2)}{V_C^2(3a_2 - a_1V_C^2) + b_1V_C^2 - 3b_2},$$

$$\mu = \frac{V_C^2(3c_2 - c_1V_C^2) + (u - V_C)^2(b_1V_C^2 - 3b_2)}{V_C^2(3a_2 - a_1V_C^2) + b_1V_C^2 - 3b_2}, \quad (6)$$

при которых достигается наилучшее приближение силы давления $F_{д1}$ в рамках минимизационной задачи.

Возвращаясь к исходному уравнению (1) движения частицы в воздушном потоке, заменив силу давления F_d на $F_{д1}$, получим его в виде:

$$\frac{dV^2}{d\varphi_1} + 2\left(f + kSr \frac{\rho}{m} \eta\right)V^2 = -2gr(\sin\varphi_1 + f\cos\varphi_1) + 2kSr \frac{\rho}{m} \mu, \quad (7)$$

Полученное уравнение (7) является линейным дифференциальным уравнением первого порядка относительно V^2 по переменной φ_1 . Его решение представляется как сумма общего решения V_1^2 однородного уравнения и частного решения V_2^2 неоднородного: $V^2 = V_1^2 + V_2^2$.

Однородное уравнение

$$\frac{dV^2}{d\varphi_1} + 2pV^2 = 0, \text{ где } p = f + kSr \frac{\rho}{m} \eta,$$

имеет своим решением функцию

$$V_1^2 = Ke^{-2p\varphi_1}, \quad (8)$$

где K – постоянная интегрирования.

Частное решение неоднородного уравнения предлагается искать в виде

$$V_2^2 = A\sin\varphi_1 + B\cos\varphi_1 + D, \quad (9)$$

где A , B , D – коэффициенты, подлежащие определению.

Подставляя частное решение в уравнение и приравнивая коэффициенты при $\sin\varphi_1$, $\cos\varphi_1$ и свободные члены в правой и левой частях равенства для нахождения коэффициентов A , B , D , получим систему:

$$2pA - B = -2gr, \quad 2pB + A = -2grf, \quad 2pD = q, \quad \text{где } q = 2kSr \frac{\rho}{m} \mu. \quad (10)$$

Решая систему, найдём:

$$A = -\frac{2gr(2p+f)}{1+4p^2}, \quad B = \frac{2gr(1-2pf)}{1+4p^2}, \quad D = \frac{q}{2p}. \quad (11)$$

Складывая общее решение однородного уравнения с частным решением неоднородного с учётом вида коэффициентов, получим общее решение исходного дифференциального уравнения:

$$V^2 = Ke^{-2p\varphi_1} - \frac{2gr(2p+f)}{1+4p^2} \sin\varphi_1 + \frac{2gr(1-2pf)}{1+4p^2} \cos\varphi_1 + \frac{q}{2p}.$$

По условию задачи при $\varphi_1 = 0$ $V^2 = V_C^2$, следовательно, константа интегрирования K равна:

$$K = V_C^2 - \frac{2gr(1-2pf)}{1+4p^2} - \frac{q}{2p}. \quad (12)$$

Окончательно получаем зависимость квадрата скорости частицы в воздушном потоке в зависимости от угла положения φ_1 :

$$V^2 = \left(V_C^2 - \frac{2gr(1-2pf)}{1+4p^2} - \frac{q}{2p} \right) e^{-2p\varphi_1} - \frac{2gr(2p+f)}{1+4p^2} \sin\varphi_1 + \frac{2gr(1-2pf)}{1+4p^2} \cos\varphi_1 + \frac{q}{2p}. \quad (13)$$

где $p = f + kSr \frac{\rho}{m} \eta$, $q = 2kSr \frac{\rho}{m} \mu$.

В частности, задавая положение точки B на трамплине углом $\varphi_1 = \beta$ относительно вертикали, получим квадрат скорости схода частицы с трамплина с учётом влияния воздушного потока.

Список литературы

1. Рабочий процесс полочного фрикционного сепаратора с криволинейным трамплином переменной кривизны / П.М. Анохин [и др.] // Известия УГГУ. 2016. № 2.
2. Давыдов С.Я. Энергосберегающее оборудование для транспортировки сыпучих материалов: Исследование, разработка, производство С.Я. Давыдов. – Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2007. – 317 с.
3. Шалюгина В.А., Бергер Г.С. Исследование скорости витания волокна антофиллит-асбеста в воздушной среде / Новые достижения в технологии обогащения асбестовых руд. Научные труды выпуск 13 // Асбест, 1972. С. 122-129.
4. Davidov S.Ya. Ways of improving pneumatic transport throughput / S.Ya. Davidov, G.G. Kozhushko, I.D. Kashcheev // Refractories and Industrial Ceramics, – Vol.52, № 2. – 2011. P. 126–130.

5. Потапов В.Я, Макаров В.Н., Потапов В.В, Макаров Н.В., Анохин П.М. Математическое моделирование технологии классификации глиноземов в аэродинамических потоках фрикционных аппаратов/ Вестн. Забайкал. Гос. ун-а. 2017. Т. 23. № 1. С. 44-51.

УДК 622.765

ПОТЕНЦИОМЕТРИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ СФАЛЕРИТОВОГО ЭЛЕКТРОДА В РАСТВОРАХ СУЛЬФАТА МЕДИ, ЦИНКА И ЖЕЛЕЗА

Горячев Б.Е., Николаев А.А., Чжо Зай Я

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«Московский институт стали и сплавов», г. Москва, Россия

Во флотации руд цветных металлов используют неорганические реагенты-модификаторы, в том числе сульфаты меди, цинка и железа. Несмотря на то, что данные реагенты используют в практике флотационного обогащения сульфидных руд цветных металлов, особенности взаимодействия их с основными минералами сульфидного комплекса медно-цинковых и полиметаллических руд недостаточно полно изучено.

В настоящей работе приводятся результаты потенциометрических исследований взаимодействия катионов меди, цинка и железа с поверхностью сфалеритового электрода в слабокислых и щелочных известковых растворах.

Исходное значение рН рабочих растворов создавали при помощи дозирования в дистиллированную воду либо извести СаО, либо гидроксида калия КОН. Объем раствора в электрохимической ячейке во всех опытах был постоянным (0,07 л). Рабочие концентрации сульфатов металлов в растворах рассчитывали исходя из расходов цинкового, медного и железного купоросов с пересчетом на безводные сульфаты тех же металлов, равных 50; 100; 150 и 200 г/т сфалерита и плотности его минеральной суспензии при флотации, составляющей 30 % твердого. В этом случае концентрации сульфатов в рабочем растворе составили 3,6 мг/л, 7,1 мг/л, 10,7 мг/л и 14,3 мг/л сульфата металла, которые затем пересчитывали на мольные концентрации. В начале каждого опыта проводилось измерение начальных значений рН воды и электродных потенциалов платинового и сфалеритового электродов.

На рисунке 1 приведены зависимости потенциала сфалеритового электрода от равновесных концентраций катионов меди(II), цинка и железа(II) и их первых гидроксокомплексов MOH^+ , расчет которых выполнен исходя из условий отсутствия осадков гидроксидов металлов при внесении в дистиллированную воду их сульфатов.

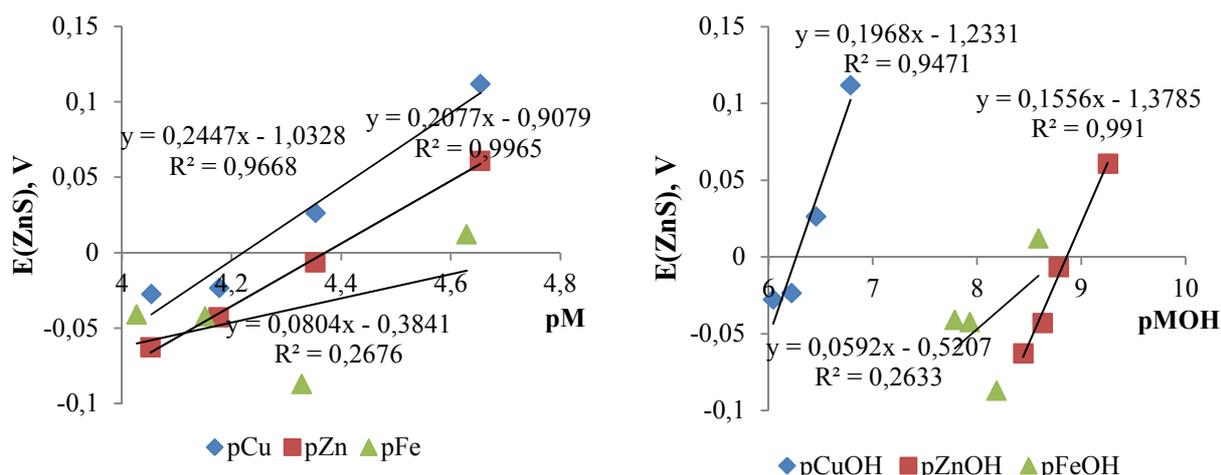


Рисунок 1 – Зависимость электродного потенциала сфалеритового электрода от отрицательного логарифма равновесной концентрации катионов металлов и первых гидросокомплексов при $\text{pH} = 4 - 5$

Из рисунка следует, что в данных растворах потенциал сфалеритового электрода практически функционально зависел от концентрации катионов цинка и катионов меди(II). Об этом свидетельствуют значения корреляционных отношений R^2 , равные соответственно 0,997 и 0,967, указанные на рисунке. Такой функциональной зависимости не наблюдалось в растворах, содержащих разные концентрации сульфата железа(II). В первом случае и простые катионы Zn^{2+} и Cu^{2+} , и их гидросокомплексы ZnOH^+ , CuOH^+ являются потенциалопределяющими ионами для сфалеритового электрода, чего нельзя сказать о катионах железа(II) и его первом гидросокомплексе ($R^2 = 0,27$ и $0,26$ соответственно).

Таким образом, говоря о процессе активации поверхности зерен сфалерита катионами меди(II) Cu^{2+} и ее первого гидросокомплекса CuOH^+ , можно заключить, что установленная экспериментально зависимость электродного потенциала сфалеритового электрода от концентрации катионов Cu^{2+} и CuOH^+ может служить экспериментальным подтверждением протекания рассматриваемого процесса.

Для процесса взаимодействия поверхности зерен сфалерита с катионами железа(II) и его первого гидросокомплекса такое утверждение будет менее достоверно.

На рисунке 2 приведены зависимости электродного потенциала сфалеритового электрода от концентрации тех же катионов в рабочих растворах с начальным значением $\text{pH} = 8$.

При переходе от дистиллированной воды при приготовлении рабочих растворов к воде с $\text{pH} = 8$ картина влияния концентрации катионов на электродный потенциал сфалеритового электрода меняется. Связь между отрицательными логарифмами концентраций катионов меди(II) или цинка и электродным потенциалом становится менее выраженной по сравнению

с первым случаем. Об этом свидетельствует уменьшение значений корреляционных отношений с 0,997 до 0,75 для катионов цинка и с 0,967 до 0,7 для катионов меди(II) при сохранении линейной зависимости. Более выражено это проявилось при рассмотрении зависимости электродного потенциала от отрицательного логарифма концентраций первых гидроксокомплексов цинка и меди(II). Для гидроксокомплексов меди(II) корреляционное отношение падает с $R^2 = 0,95$ до $R^2 = 0,45$, а гидроксокомплексов цинка с 0,99 до 0,77.

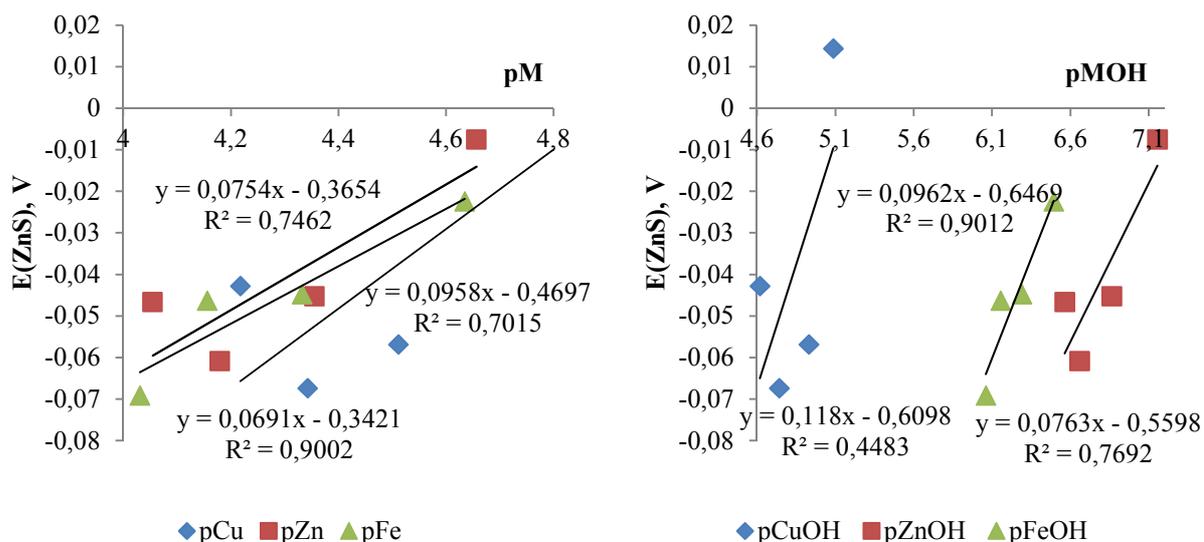


Рисунок 2 – Зависимость электродного потенциала сфалеритового электрода от отрицательного логарифма равновесной концентрации катионов металлов и первых гидроксокомплексов при исходном $\text{pH}=8$

Обратная картина наблюдалась при введении в раствор сульфата железа(II). В рассматриваемом случае и для катионов железа(II), и для его первого гидроксокомплекса проявилась близкая к функциональной зависимость между отрицательным логарифмом концентрации указанных ионов и электродным потенциалом сфалеритового электрода. Об этом свидетельствуют значения корреляционного отношения, равные $R^2 = 0,9$ и для первой, и для второй зависимости.

Отсюда следует, что в железо(II) содержащих нейтральных растворах ($\text{pH} = 7,2-6,4$) катионы Fe^{2+} и FeOH^+ становятся потенциалопределяющими. То есть существует возможность протекания реакций взаимодействия поверхности сфалеритового электрода как с катионами Fe^{2+} , так и с катионами FeOH^+ при pH растворов, близких к нейтральным.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ КРУПНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА КОНЦЕНТРАЦИЮ СОБИРАТЕЛЯ И ФЛОТАЦИЮ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Эрдэнэзуул Жаргалсайхан, Морозов В.В.

Национальный исследовательский технологический университет
«Московский институт стали и сплавов», г. Москва, Россия

Перспективным направлением совершенствования систем автоматизированного управления процессами обогащения является использование модель-ориентированных методов и алгоритмов. Развитие систем автоматического управления возможно на основе оперативного анализа концентрации собирателя в водной фазе пульпы операций измельчения и флотации [1, 2].

На кафедре общей и неорганической химии НИТУ МИСиС была разработана методика анализа остаточной концентрации собирателя – аллилового эфира амилксантогеновой кислоты в жидкой фазе, обеспечивающая измерение концентрации собирателя в диапазоне рабочих концентраций 0,2-2,5 мг/л с погрешностью 2,5-7,5 %.

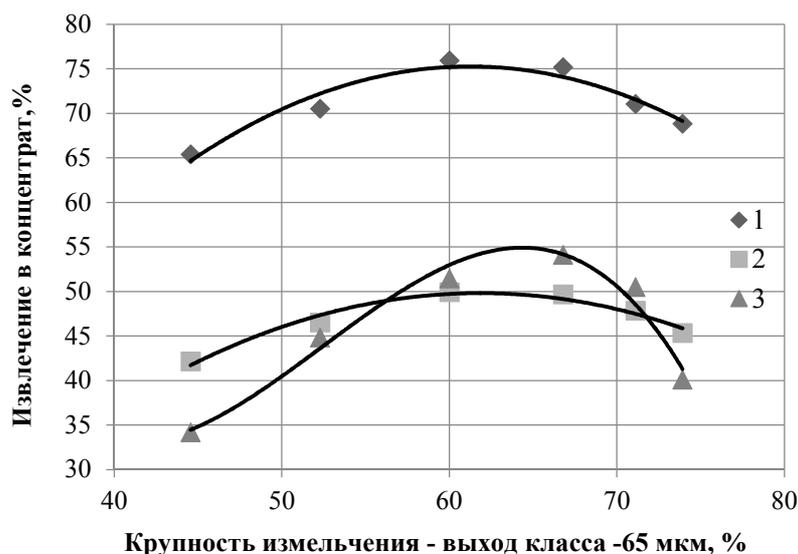
С использованием данной методики была поставлена задача разработки модели процесса флотации медно-молибденовых руд в условиях варьирования основных технологических параметров: крупности измельчения и расхода собирателя.

Схема опыта включала мелкое дробление пробы руды до крупности минус 2,5 мм, измельчение руды в стержневой и шаровой мельницах до крупности 45-75 % класса минус 65 мкм, коллективную флотацию руды в режиме, приближенном к используемому на обогатительной фабрике. В качестве вспенивателя использовался реагент метилизобутилкарбинол (МИБК), в качестве собирателя – реагент AeroMX 5140, в качестве регулятора рН среды – известь. Флотация проводилась в механической флотомашине с объемом камеры 0,7 л, время флотации 5 мин. В отобранной аликвоте водной фазы измерялись значение рН и концентрация собирателя.

Результаты флотационных опытов при варьировании крупности измельчения, представленные на рисунке 1, показали, что зависимости извлечения меди, молибдена и пиритного железа имеют вид кривых с максимумом в области 60-65 % класса минус 65 мкм.

Поскольку величина рН водной фазы в опытах не изменялась, причины снижения извлечения при длительном измельчении (60-70 мин) могут быть связаны с высоким выходом шламов или со снижением концентрации собирателя [3, 4].

В дальнейших исследованиях ставилась задача изучения изменения остаточной концентрации собирателя в водной фазе пульпы и определения ее связи с результатами флотации.



**Рисунок 1 – Зависимости извлечения металлов в основной медно-молибденовой флотации от крупности измельчения руды:
1 – меди, 2 – молибдена, 3 – пиритного железа**

Из зависимости, представленной на рисунке 2, видно, что с увеличением тонины помола пробы руды измеряемая остаточная концентрация собирателя уменьшается вследствие роста количества адсорбирующегося собирателя или его связывания в металлоорганические соединения [5].

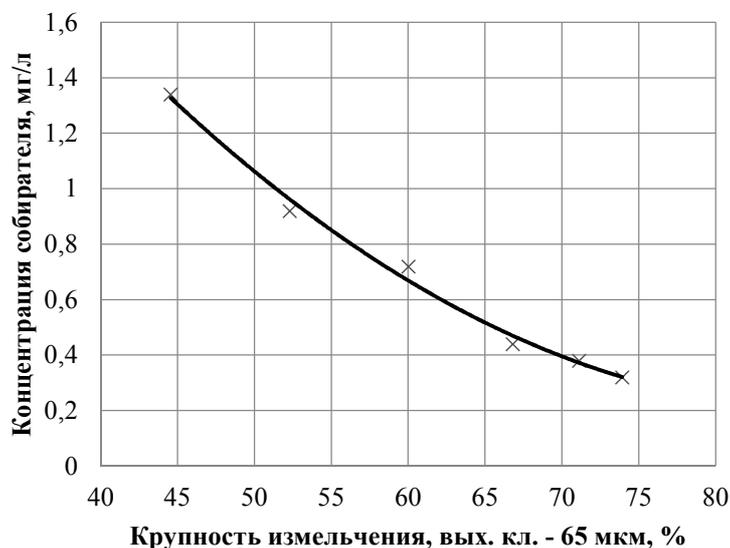


Рисунок 2 – Зависимость остаточной концентрации собирателя в водной фазе пульпы от крупности измельчения (расход AeroMX 15 г/т руды)

Вторая серия опытов проводилась при постоянной крупности измельчения и переменном расходе собирателя. Полученные зависимости, представленные на рисунке 3, показывают, что наибольшее увеличение извлечения меди имеет место при росте остаточной концентрации собирателя от 0,25 до 0,5 мг/л, молибдена и пиритного железа – от 0,25 до 1 мг/л.

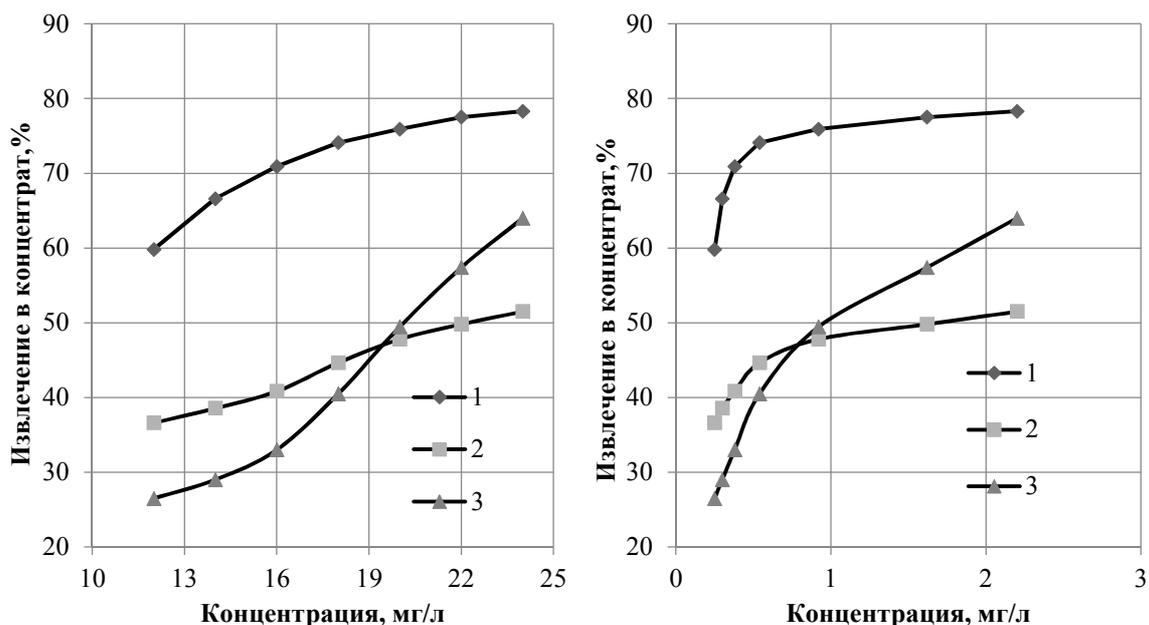


Рисунок 3 – Зависимости извлечения меди (1), молибдена (2) и пиритного железа (3) от расхода и концентрации собирателя в водной фазе пульпы

При построении модели ставилась задача установить связь технологических показателей с флотирuemостью минералов и с комплексным критерием эффективности технологического процесса, в качестве которой использовалась функция приведенных потерь [6]:

$$Q_t = \varepsilon^*_{Cu} C_{Cu} \alpha_{Cu} + \varepsilon^*_{Mo} C_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Py} C_{Py} \alpha_{Py},$$

где ε^* ; ε , C , α – потери, извлечение, цена и содержание в руде меди (C_{Cu}), молибдена (C_{Mo}), пирита (C_{Py}). Под ценой пирита понимаются затраты на доизвлечение пирита из медного концентрата в селективном цикле.

Для учета влияния на показатели флотации снижения концентрации собирателя была получена трехпараметрическая регрессионная модель извлечения (ε) от выхода класса минус 65 мкм в измельченном продукте (β_{-65}) и концентрации собирателя AeroMX 5140 (C_{AMX}) $\varepsilon = f(\beta_{-65}; C_{AMX})$. При проведении регрессионного анализа предполагалась линейная форма зависимости. Искомые зависимости имеют вид:

$$\varepsilon = 30,3 + 0,51 * \beta_{-65} + 6,8 * C_{AMX}; \quad (1)$$

$$\varepsilon = 14,5 + 0,45 * \beta_{-65} + 5,1 * C_{AMX}; \quad (2)$$

$$\varepsilon = 22,3 + 0,50 * \beta_{-65} + 9,5 * C_{AMX}. \quad (3)$$

Согласно полученным зависимостям снижение извлечения меди ($\Delta\varepsilon_{Cu}$), молибдена ($\Delta\varepsilon_{Mo}$) и пирита ($\Delta\varepsilon_{Py}$) вследствие уменьшения концентрации собирателя (ΔC_{AMX}) может быть рассчитано по уравнениям:

$$\Delta\varepsilon_{Cu} = 6,8 \Delta C_{AMX}; \quad (4)$$

$$\Delta\varepsilon_{Mo} = 5,1 \Delta C_{AMX}; \quad (5)$$

$$\Delta \varepsilon_{py} = 9,5 \Delta C_{AMX}. \quad (6)$$

Уравнения 4-6, полученные из модели процессов измельчения – флотации, были использованы для корректировки методик выбора оптимальных параметров процессов измельчения и флотации. С учетом полученных результатов были скорректированы зависимости извлечений металлов от крупности измельчения для условий постоянства остаточной концентрации собирателя. Анализ полученных зависимостей (рисунок 4) показывает, что при крупности измельчения 62,5 % выхода класса минус 65 мкм достигается наибольшая эффективность (наименьшие приведенные потери) в процессе коллективной флотации медно-молибденовых руд.

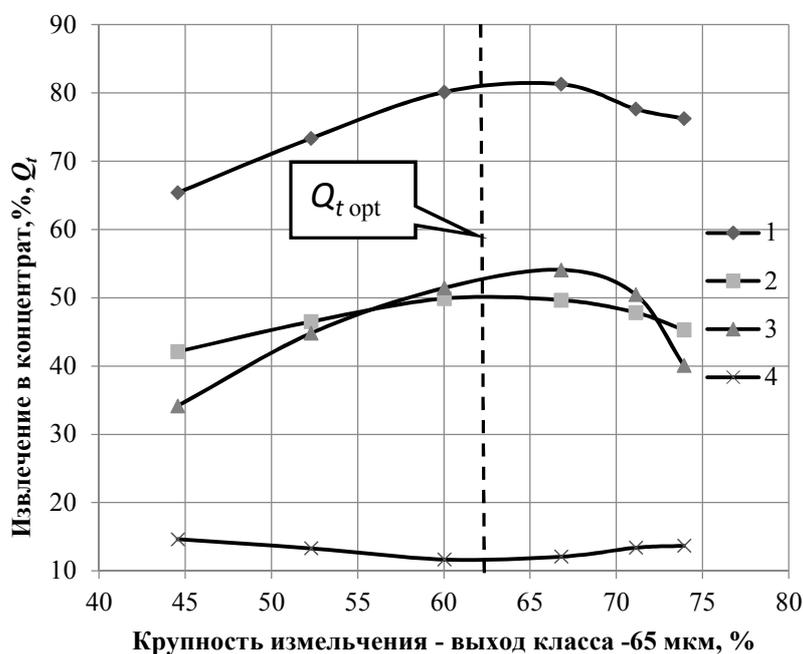


Рисунок 4 – Зависимости скорректированных значений извлечений меди (1), молибдена (2), пиритного железа (3) и приведенных потерь (4) от крупности измельчения руды

Разработанная математическая модель в виде поправки $\Delta \varepsilon_{Cu}$ была применена в методике определения оптимальной крупности измельчения в лабораторных условиях в исследовательской лаборатории ГОКа «Эрдэнэт». Результаты проверки показали, что использование усовершенствованной методики позволяет снизить потери ценных компонентов в коллективной медно-молибденовой флотации и в последующих операциях.

Таким образом, проведенными исследованиями установлена обратно-пропорциональная зависимость остаточной концентрации от крупности измельченной руды и неионогенного собирателя в жидкой фазе пульпы. Предложена модель, связывающая извлечение меди, молибдена, пирита и критерия оптимизации – приведенных потерь – в операции коллективной флотации с крупностью руды и концентрацией собирателя. Раз-

рабочая модель применена для расчета оптимальной крупности измельчения медно-молибденовой руды.

Список литературы

1. Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л., Кузнецов А.Ф., Дуда О.М., Морозов В.В. Оптимизация процесса измельчения на основе применения алгоритма взаимосвязанного регулирования производительности и водных режимов // Горный журнал. – 2011. – № 10. – С. 79-82.
2. Морозов В.В., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л., Дуда А.М., Рапшис В.В. Совершенствование управления обогащением медно-молибденовых руд на основе комплексного радиометрического контроля сортности // Горный журнал, 2016, № 6. – С.279 – 292.
3. Абрамов А.А. Собрание сочинений. Том 8. Флотация. Сульфидные минералы. М.: Горная книга, 2013. – 704 с.
4. Zanin M., Ametov I., Grano S., Zhou L., Skinner W. A study of mechanisms affecting molybdenite recovery in a bulk copper/molybdenum flotation circuit // Int. J. Mineral Processing. 2009. Vol. 93. – Pp. 256-266.
5. Пестряк И.В. Моделирование и исследование физико-химических процессов при кондиционировании оборотных вод // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 2015, 4. – С.143-150.
6. Морозов В.В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан. Оптимизация процесса флотации с применением экономических критериев // Труды XI Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, МИСиС, 13-15 марта 2017 г. – С. 161-164.

УДК 622.793.5

КИНЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ АКТИВАЦИИ МОЛИБДЕНИТА ИОНАМИ МЕДИ ПРИ ФЛОТАЦИИ

Пестряк И.В.

Национальный исследовательский технологический университет
«Московский институт стали и сплавов», г. Москва, Россия

Влияние ионов тяжелых металлов на флотируемость сульфидов железа и цинка применительно к процессам обогащения полиметаллических и медно-цинковых руд достаточно хорошо изучено [1]. Для медно-молибденовых руд, характеризующихся специфическим минеральным составом, данная проблема изучена в значительно меньшей мере. Необходимость исследований в этом направлении обусловлена значительными потерями молибдена, извлечение которого часто не превышает 50 % и резко изменяется при нарушениях регламента оборотного водоснабжения.

Анализ результатов измерений ионного состава жидкой фазы в операции шарового измельчения на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» показал, что в ней присутствуют обнаружимые концентрации ионов меди, железа и молибдена (таблица 1). Источником этих ионов являются как

процессы измельчения, сопровождающиеся растворением окисленных минералов, так и обратная вода.

Таблица 1 – Ионный состав пульпы в операции измельчения - классификации

Концентрация компонента	Единицы измерения	Интервал	Среднее значение	Коэффициент вариации
Ионов водорода	pH	6,4 - 8,7	7,65	0,11
Ионов меди	мг/л	0,1-2,5	0,23	0,27
Ионов железа	мг/л	1,9-10,1	4,15	0,33
Молибдатных ионов	мг/л	0,4- 2,9	1,66	0,31
Бикарбонатных ионов	мг/л	14 - 142	73,3	0,25
Сульфатных ионов	мг/л	112 - 295	175,4	0,16

Обнаружимые концентрации ионов меди и железа могут быть связаны как с замедленностью осаждения, так и с наличием ионов меди (+1) и железа (+2), граничное pH осаждения которых значительно выше.

Имеющиеся данные о ионном составе жидкой фазы пульпы делают возможным оценку вероятности изменения состава поверхности молибденита вследствие протекания процессов активации ионами меди. Для проведения теоретического исследования вероятности процессов активации была применена методика расчетов на основе термодинамического анализа вероятных реакций на границе раздела твердое – жидкое. Анализ устойчивых форм молибдена и меди был выполнен ранее [2].

Поскольку условием протекания реакции активации является наличие не окисленной поверхности сульфидного минерала, необходимо оценить кинетическую возможность активации поверхности минерала. Для такой оценки было проведено сравнение продолжительности окисления монослоя поверхности молибденита и процесса его активации ионами меди. Были измерены параметры окислительных процессов на сульфидных минералах и рассчитаны продолжительности окисления монослоя.

Расчетная зависимость скорости коррозионного окисления сульфидных минералов, представленная в виде продолжительности окисления монослоя поверхности минерала ($T_{ок}$), имеет вид [3]:

$$T_{ок} = C / V = (N_a^{-1} \rho / M)^{2/3} / V, \quad (1)$$

где C – поверхностная концентрация соединения, моль/м²; V – поверхностная скорость окисления, моль/м² с; N_a – число Авогадро, моль⁻¹; ρ – плотность минерала, кг/м³; M – молекулярная масса минерала г/моль.

Скорость окисления монослоя поверхности по электрохимическому механизму ($T_{эx}$) рассчитывалась по величинам токов коррозии

$$T_{эx} = g n C / J_k = (g n / J_k)(N_a \rho / M)^{2/3}, \quad (2)$$

где g – количество электричества, протекающее через систему, в которой по одноэлектронной реакции выделяется 1 моль вещества; n – число электронов, участвующих в реакции; J_k – плотность тока коррозии, а/м².

Число электронов, принимающих участие в реакции окисления, составляет 2-4 для нейтральных и слабощелочных сред (что связано с окислением серы минерала преимущественно до S^0 и $S_2O_3^{2-}$), и 6-9 – для сильнощелочных сред (окисление серы до SO_3^{2-} ионов) [3].

Определение тока электрохимической коррозии проводилось путем снятия и анализа потенциодинамических поляризационных кривых [4]. Искомая величина определялась после выделения Тафелевских участков на поляризационных кривых.

Потенциодинамические кривые получали на потенциостате-гальваностате Р40-Х по трехэлектродной схеме в 0,1М растворе сульфата натрия. Измерения проводили в циклическом режиме развертки в диапазоне потенциалов $-800 - +800$ мВ относительно Х.С.Э (рисунок 1). Перед измерениями электроды зачищались, и в течение 5 мин достигалось установление стационарного потенциала непосредственно в растворе.

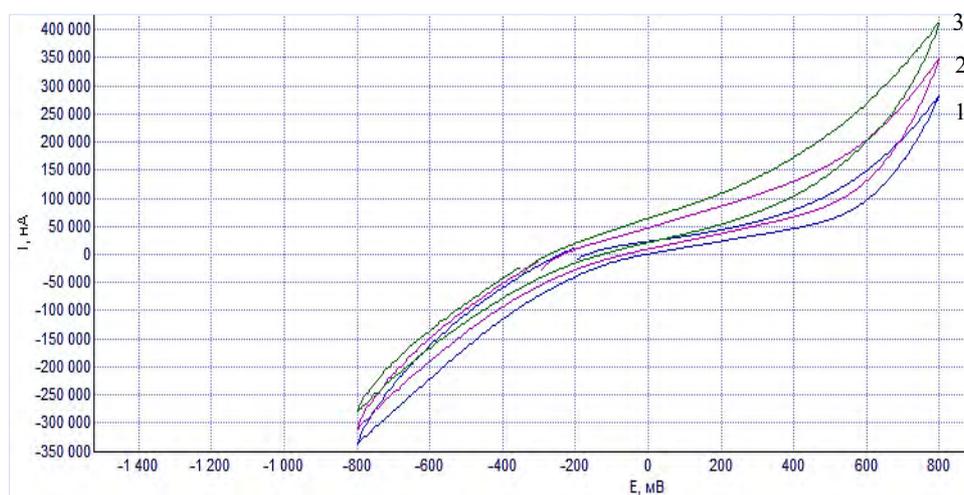


Рисунок 1 – Циклические потенциодинамические поляризационные кривые молибденита при различных pH среды:
1 – pH = 7,3; 2 – pH = 8,5; 3 – pH = 10,1

Коррозионный ток и потенциал определяли как координаты точки пересечения анодного и катодного Тафелевских участков поляризационной кривой (прямолинейных в полулогарифмической системе координат $\lg I - E$).

Обобщенные результаты расчетов представлены в таблице 2. Константа окисления монослоя поверхности представляет собой плотность тока, при которой скорость окисления составит 1 монослой в секунду. Время окисления монослоя рассчитывалось как частное от деления константы окисления на приведенную плотность тока коррозии.

Полученные результаты показали, что поверхность минерала характеризуется заметной продолжительностью времени окисления. Так для условий измельчения (pH=8,5) продолжительность окисления монослоя поверхности молибденита составляет 6 с. Учитывая, что поверхность

сульфидных минералов окисляется неоднородно, увеличение продолжительности окисления монослоя поверхности для «катодных» участков может увеличиваться до десятков секунд.

Таблица 2 – Параметры окисления и активации молибденита

рН среды	Плотность тока коррозии, мкА/см ²	Константа окисления монослоя, мкА/см ²	Продолжительность окисления монослоя, с	Полупериод активации, с
7,3	7,02	42,8	6,1	4,1
8,6	9,1	54,7	6,0	5,0
10,1	13,54	66,7	4,9	6,9

Кинетическую вероятность процессов активации молибденита предлагается оценивать путем сравнения времени окисления монослоя минерала с продолжительностью процесса активации, которую можно измерить как время (полупериод) переходного процесса при изменении потенциала минерального электрода при подаче в раствор ионов меди.

Измерение продолжительности переходного процесса проводилось в амперстатическом режиме ($I=0$), создаваемом потенциостатом (рисунок 2). Продолжительность процесса активации принималась равной продолжительности полупериода «скачка потенциала», наблюдаемому при подаче соли меди.

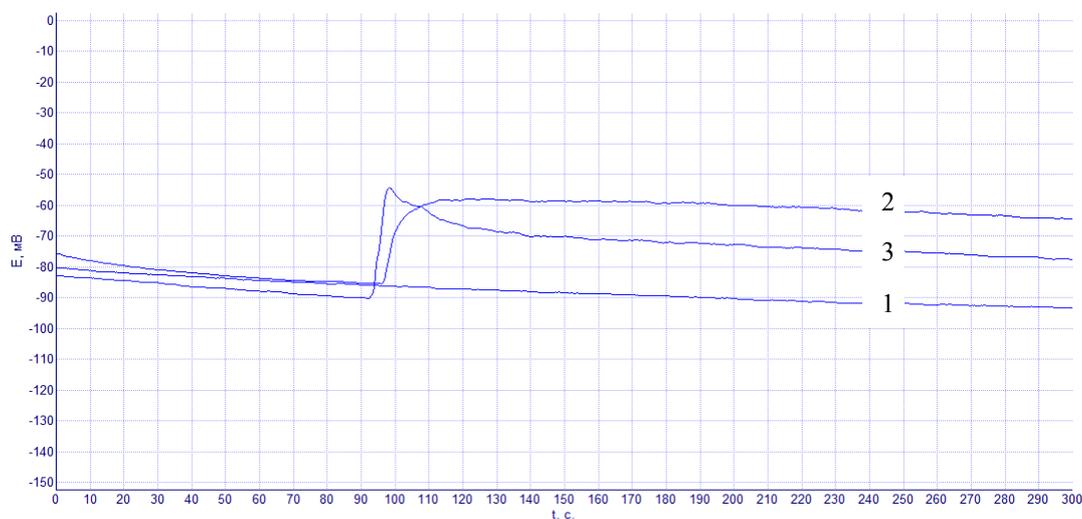


Рисунок 2 – Кривые изменения потенциала молибденита при добавлении катионов меди (рН=8,6):

1 – исходный минерал, 2, 3 – молибденит, активированный ионами меди с концентрацией $2 \cdot 10^{-4}$ моль/л; $1,6 \cdot 10^{-4}$ моль/л, соответственно

Полученные результаты показывают, что продолжительность процесса активации молибденита (рН=8,6) при изменении концентрации ионов меди от $1,6 \cdot 10^{-4}$ - $2 \cdot 10^{-4}$ моль/л находится в интервале 12-17,5 с. Сравнение продолжительности окисления молибденита и времени его актива-

ции ионами меди показывает, что полупериод продолжительности активации выше, следовательно активация молибденита ионами меди кинетически вполне вероятна, однако заметно снижается с ростом рН вследствие уменьшения продолжительности окисления монослоя молибденита.

Для определения степени влияния процесса активации ионами меди на флотацию молибденита были поставлены флотационные опыты. В экспериментах флотация молибденита проводилась в режиме коллективной сульфидной флотации на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» в интервале рН от 8,3 до 10,8 при концентрации собирателя AeroMX-5140 15 мг/л с использованием в качестве вспенивателя реагента МИБК.

Активация и закрепление собирателя на поверхности молибденита способствуют изменению характера зависимости его флотируемости от щелочности среды. Как видно из рисунка 3а, при флотации активированного молибденита реагентом AeroMX-5140 наблюдается как увеличение извлечения молибденита в концентрат, так и устойчивая флотация минерала в щелочной среде при рН более 10,4, не характерная для неактивированного минерала.

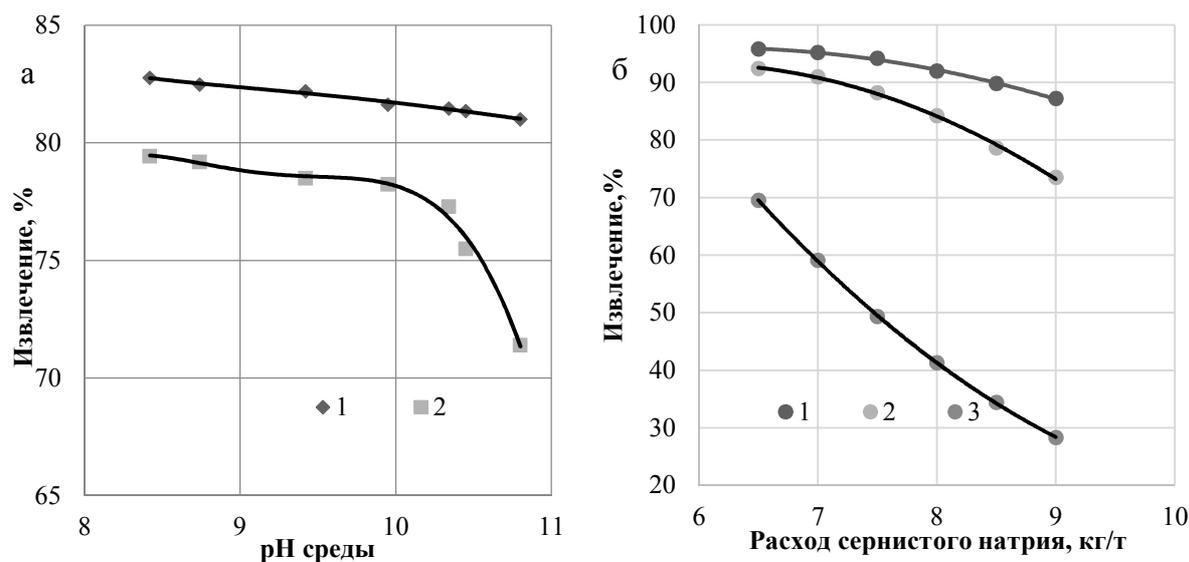


Рисунок 3 – Зависимости извлечения молибденита (1, 2) и меди (3):

а) от рН среды в коллективной флотации; б) от расхода сернистого натрия в разделении медно-молибденового концентрата

1 – базовый опыт, без добавок солей меди; 2, 3 – с подачей солей меди (10 мг/л Cu^{2+})

Результаты флотационных опытов на медно-молибденовой руде, проведенных по фабричному режиму, показали, что присутствие катионов меди и активация минерала в операции измельчения увеличивают извлечение молибденита в операции коллективной флотации на 2,5 %. Однако, вследствие одновременного увеличения извлечения пирита, массовая доля молибдена в коллективном концентрате снижается на 0,012 %.

Извлечение молибдена в коллективный медно-молибденовый концентрат увеличивается в меньшей мере (на 1,4 %) вследствие возрастания его потерь в перечистных операциях при выделении из коллективного концентрата пиритного продукта. В еще более сильной форме негативное влияние процесса активации наблюдается при разделении медно-молибденового концентрата, где активированный медью молибденит по флотационным свойствам приближается к сульфидным минералам меди. Снижение извлечения активированного ионами меди молибденита в молибденовый концентрат составило 0,75 %.

Таким образом, полученные результаты показывают, что содержащиеся в жидкой фазе ионы меди приводят к активации поверхности и повышению флотуемости молибденита. Несмотря на то, что такие процессы первоначально способствуют увеличению извлечения молибденита в коллективный и медно-молибденовый концентрат, в дальнейшем, в селективном цикле, вследствие сближения флотационных свойств медных минералов и активированного ионами меди молибденита показатели процесса ухудшаются и наблюдаются потери молибдена.

Полученные результаты ставят задачу снижения концентраций катионов меди в операции измельчения и флотации при обогащении медно-молибденовых руд за счет предотвращения попадания минералов и растворимых солей меди с рудой или оборотной водой.

Список литературы

1. Морозов В.В., Лесовик М., Авдохин В.М., Дубов Н. Развитие методов аналитического контроля ионного состава пульпы и оборотных вод при автоматическом регулировании замкнутых циклов обогащения полиметаллических руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 1999. № 8. С. 14-16.

2. Пестряк И.В., Морозов В.В. Моделирование и исследование влияния ионов меди на флотуемость молибденита // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2017, № 12. – С. 176-182.

3. Каковский И.А., Косиков Е.М. Изучение кинетики окисления некоторых сульфидных минералов // Обогащение руд. – 1975. №3. – с.18-21.

4. Дамаскин Б.Б., Петрий О.А., Цирлина Г.А. Электрохимия. М.: Химия, 2001.

РЕКУЛЬТИВАЦИЯ И ЗЕМЛЕВАНИЕ КАК ЭФФЕКТИВНОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ЛАНДШАФТОВ

Иванова Н.С., Шипилова Е.В.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

В связи с интенсивным развитием горнодобывающей отрасли промышленности, более чем на половине земной поверхности естественные ландшафты сменились антропогенными, среди которых можно выделить агроландшафты (полевые и пастбищные), ландшафты лесохозяйственные, горнопромышленные, селитебные (сельские и городские) и рекреационные. Наиболее глубокие изменения природных ландшафтов происходят в районах горных работ.

Для обеспечения устойчивого развития территорий необходимо принимать во внимание воздействие производимых горных работ на окружающую среду. Наибольшими негативными последствиями, вплоть до необратимых изменений по отношению к природным ландшафтам, отличаются промышленные ландшафты и их крайний вид – горнопромышленные ландшафты. Под влиянием горного производства происходит изменение природных территориальных комплексов, в пределах которых расположено месторождение полезных ископаемых, их преобразование в результате антропогенной деятельности в горнопромышленные ландшафты. В большинстве случаев эти изменения необходимы и являются достаточно серьезным препятствием в осуществлении на таких территориях дальнейшей деятельности.

Для горнопромышленных ландшафтов характерна высокая степень загрязнения почвенного покрова, природных вод и атмосферы продуктами выветривания горных пород, промышленными выбросами, газами горящих отвалов и терриконов. В горнопромышленных ландшафтах происходит энергичная перестройка поверхности, в результате чего формируется так называемый техногенный неорельеф.

После завершения горных работ на нарушенных территориях должно осуществляться их восстановление, то есть рекультивация. Рекультивация земель – это комплекс работ, направленных на восстановление продуктивности и хозяйственной ценности нарушенных земель, а также на улучшение условий окружающей среды в соответствии с интересами общества. Любое строительство, добыча полезных ископаемых, геологоразведка и т.п. не могут начинаться, пока не будет разработан проект рекультивации нарушенного почвенного покрова. Таким образом, рекультивация земель представляет собой одну из самых эффективных мер в решении вопросов рационального использования земельных ресурсов и проблемы охраны окружающей среды в целом. Рекультивации подлежат все земли,

претерпевающие изменения в рельефе, почвенном покрове, материнских и подстилающих породах, которые происходят или уже произошли в процессе горных работ.

Рекультивация земель как составная часть природообустройства заключается в восстановлении свойств компонентов природной среды и самих компонентов, нарушенных человеком в процессе природопользования, функционирования техно-природных систем и другой антропогенной деятельности для последующего их использования и улучшения экологического состояния окружающей среды.

Основная задача рекультивации заключается в том, чтобы привести нарушенные земли в состояние, пригодное для их использования в сельском, лесном, рыбном хозяйствах, для промышленного и коммунального строительства, для создания тепличных хозяйств и зон отдыха. Рекультивация также имеет социальное значение – воспитание бережного отношения к природным ресурсам.

Вид использования земель после рекультивации и ее технология зависят от природных условий, социальной необходимости и экономической целесообразности. Выбор направления дальнейшего использования рекультивированных земель зависит от пригодности нарушенной территории к использованию в тех или иных сферах хозяйственной деятельности. Возможны следующие направления восстановления нарушенных земель: сельскохозяйственное, лесохозяйственное, водохозяйственное и рыбохозяйственное, рекреационное, санитарно-гигиеническое, природоохранное, строительное.

Главной целью рекультивации является воссоздание продуктивности нарушенных территорий и возвращение их в использование, рекультивация предусматривает проведение комплекса инженерных, горнотехнических, мелиоративных, сельскохозяйственных и лесохозяйственных работ. Рекультивация земель проводится последовательно в два этапа: технический и биологический. На первом этапе производится подготовка нарушенных земель для ликвидации последствий антропогенной деятельности, создание благоприятных грунтовых, ландшафтных, гидрологических, планировочных условий для последующего освоения нарушенных земель и решения задач биологической рекультивации. На втором этапе осуществляются: восстановление почвенного плодородного слоя, озеленение, мелиоративные работы, биологическая очистка почв, фиторекультивационные работы.

После этого осуществляется биологическая рекультивация и переход к целевому использованию рекультивированных территорий. Работы на этом этапе направлены на окончательное восстановление плодородия и биологической продуктивности нарушенных земель и создание благоприятного водно-воздушного и питательного режимов почвы для сельскохозяйственных и лесных культур.

Однако, перечисленные выше мероприятия, входящие в комплекс рекультивационных работ, являются достаточно дорогостоящими, энергоемкими и трудозатратными. Зачастую горные предприятия стараются удешевить процедуру выполнения предполагаемых проектных работ по рекультивации.

Снятие плодородного слоя почвы является обязательным во всех видах работ по добыче полезных ископаемых. Снятый слой почвы складировать или вывозят на малопродуктивные земли (эродированные, песчаные, солонцы и др.) для последующего восстановления плодородия нарушенных земель. Эта процедура называется землеванием. Землевание проектируют в основном в тех случаях, когда возникает необходимость в использовании плодородного слоя почвы отводимого участка для несельскохозяйственных нужд.

Наиболее важно при разработке проектов землевания выбрать участок, обосновать планируемое использование улучшаемых земель, установить мощность снимаемого и наносимого слоев почвы. При выборе участка землевания учитывают возможность вовлечения его в более продуктивные угодья и избегают вариантов, при которых такая трансформация невозможна.

Малопродуктивные угодья на время работ по нанесению плодородного слоя почвы и до получения первого урожая переводятся в состояние мелиоративной подготовки, а после землевания должны быть использованы преимущественно под сельскохозяйственные угодья: пашню, культурные сенокосы и пастбища, многолетние плодовые насаждения.

Вовлечение нарушенных земель в сельскохозяйственное и другое использование должно проводиться с большой осторожностью, т. к. техногенные субстраты часто содержат тяжелые металлы и др. вредные вещества, которые могут накапливаться культивируемыми на этих площадях пищевыми растениями. Для оценки, предупреждения и своевременного устранения негативного влияния на окружающую среду нарушенных и рекультивированных земель осуществляется экологический мониторинг в местах разработки месторождений полезных ископаемых, складирования и захоронения отходов и проведения др. работ, связанных с нарушением почвенного покрова, а также на рекультивированных территориях и прилегающих к ним участках.

Таким образом, рекультивация и землевание как методы восстановления горнопромышленных ландшафтов не решают проблему концептуального улучшения качества земельных ресурсов как основной составляющей единой природной экосистемы, а лишь маскируют глобальную проблему истощения земельных ресурсов. Только при добросовестном и осознанном подходе к данной проблеме возможно приблизиться к реализации концепции устойчивого развития территорий. Рекультивация и землевание

являются одним из составляющих этапов успешной работы по восстановлению земельных ресурсов.

УДК 622.35.622.23.013.05 (043 3)

МЕТОДОЛОГИЯ ОЦЕНКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПРИ ДОБЫЧЕ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

Калдыбаев Н.А., Султанов И.К., Маткасымова А.Т.

Ошский технологический университет им. акад. М. Адышева, г. Ош, Кыргызстан

Существует множество способов добычи блоков природного камня с использованием разнообразных технических средств [1]. Каждый из этих способов и применяемых технических средств обладают преимуществом и недостатком. К достоинствам обычно относят присущее данной технике высокую производительность, долговечность, надежность, экономичность и простоту в обслуживании. Судя по этим признакам, качественно и количественно оценивают достоинство применяемой техники. Однако эти признаки являются недостаточными при комплексной оценке достоинства применяемого способа и техники при добыче блоков природного камня. Для комплексной оценки данного способа этих средств необходимо, на наш взгляд, учитывать и потери сырья при получении блоков из массива природных камней с их помощью. Поскольку запасы природных камней имеют ограничение, то рациональное использование этих запасов является одной из актуальных проблем и требует решения современными научно-техническими методами.

Величина отходов при добыче блоков природного камня зависит от множества факторов и ее можно выразить следующим образом:

$$W = f(Z_x, Z_y, B, K_{щ}, H, K_b, \varepsilon), \quad (1)$$

где W – суммарная величина отходов; Z_x, Z_y – количество добываемых блоков; B – ширина или диаметр применяемого инструмента для отделения блока от массива; $K_{щ}$ – коэффициент ширины щелей для обнажения блоков; H – глубина щелей или шпуров для обнажения блоков; K_b – отходы при отделении блоков от массива из-за образования негабаритов; ε – отходы, связанные с наличием естественных трещин в массиве.

Отсюда следует, что величина отходов при добыче блоков природного камня является многофакторной и требует разработки методики ее оценки и всестороннего анализа.

Предпосылки к оценке величины отходов. Добыча природного облицовочного камня существенно отличается от добычи рудных полезных ископаемых, что обусловлено тем, что здесь конечной продукцией яв-

ляется "блок" – прямоугольный параллелепипед камня, который отделяется от массива при полном сохранении его природных качеств.

К добываемому блоку природного камня предъявляется ряд специфических требований: он должен быть определенного размера и объема, иметь ограниченное число трещин и сколов на углах и ребрах [2, 3].

Принципиальная схема добычи блоков природного облицовочного камня представлена на рисунке 1. Из нее следует, что добыча блоков сводится к обнажению их поверхностей от массива. Обычно, обнажению подвергаются три грани, по трем взаимно перпендикулярным плоскостям.

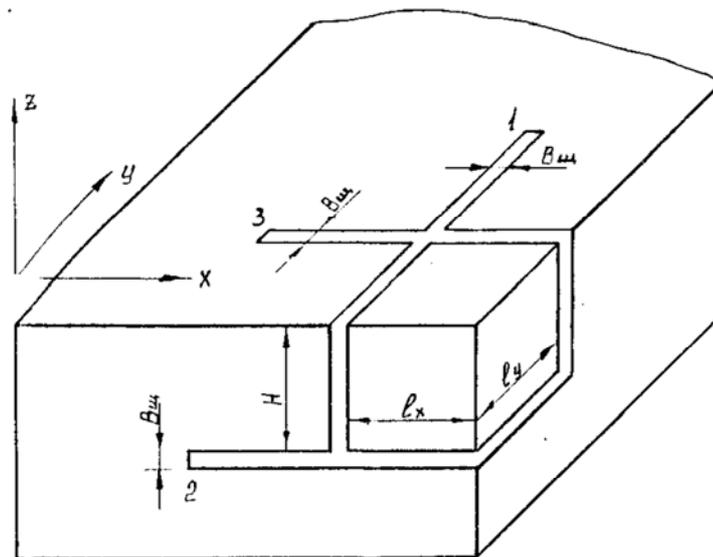


Рисунок 1 – Принципиальная схема добычи блоков природного облицовочного камня

1-я операция. Обнажение грани блоков по плоскости ZOY производится последовательным движением исполнительного органа по оси Y. Такие обнажения повторяются через каждые l_x массива. В результате этих обнажений происходит измельчение (потеря) сырья, зависящее от ширины $B_{щ}$, глубины H и длины обнажения.

2-я операция. Обнажение грани блоков по плоскости XOY производится последовательным движением исполнительного органа технических средств против оси X. Данные обнажения повторяются через каждый l_y массива, чтобы обеспечить одинаковые размеры блока. При этом происходит измельчение (потеря) сырья, объем которого зависит от ширины $B_{щ}$, глубины l_y и длины обнажения.

3-я операция. Обнажение грани блоков по плоскости ZOX проводится последовательным движением исполнительного органа технических средств против оси X. Эти обнажения повторяются через каждый H мас-

сива. В результате образуются потери сырья, объем которых зависит от ширины $B_{ш}$, глубины H и длины обнажения.

По такой обобщенной технологии обеспечивается добыча блоков природного камня с использованием всевозможных существующих технических средств. Например, с использованием камнерезных машин обнажение этих граней блоков осуществляется резанием соответствующих щелей, а при буровзрывном способе добычи блоков такие обнажения осуществляются последовательным бурением шпуров по этим трем граням и отделением блока с помощью взрывных работ. Поэтому за основу расчетной схемы для оценки величины отходов при добыче природного камня принимаем эту обобщенную технологическую схему.

Расчетная схема к математическому моделированию процесса образования отходов. Для математического описания отходообразования принята расчетная схема процесса добычи блоков природного камня (рисунки 1), которая базируется на следующих допущениях:

1. Считаем, что массив природного камня не имеет трещин, т.е. является монолитным.

2. Принимаем, что геометрические параметры добываемых блоков идентичны.

3. Ширина исполнительного органа технических средств по мере добычи блоков остается постоянной.

4. Исполнительный орган обеспечивает разработку массива в перпендикулярном положении к поверхности обработки.

Согласно принятой расчетной схеме, коэффициент выхода блоков из массива может быть определен как:

$$\eta = \frac{W_n}{W_n + W_6}, \quad (2)$$

где η – коэффициент выхода блока; $\eta = 1 - \eta^*$ (η^* – коэффициент потери сырья); W_n – суммарный объем кондиционных блоков; W_6 – объем измельченного (потери) сырья при обнажении вертикальных граней блока; W_n – объем помельченного (потери) сырья при обнажении горизонтальных граней блока.

Удельные потери сырья, то есть отходы, приходящиеся на единицу объема добываемого блока, определяются следующей зависимостью:

$$\omega = \frac{W_6 + W_n}{W_n}. \quad (3)$$

Суммарный объем добываемых блоков определяется уравнением:

$$Z = \ell_x Z_x \cdot \ell_y Z_y \cdot H, \quad (4)$$

где Z – общее количество добываемых блоков; Z_x – количество блоков по оси X; Z_y – количество блоков по оси Y; L_x – габаритные размеры блоков

по оси X ; L_y – габаритные размеры блоков по оси Y ; H – габаритные размеры блоков по оси Z (глубина щелей или шпура).

Потери сырья при обнажении вертикальных граней блоков определяются по формуле:

$$W_6 = S \cdot H, \quad (5)$$

где S – общая площадь вертикальных обнажений (площадь проекции этих обнажений на горизонтальную плоскость).

Потери сырья при обнажении горизонтальных граней определяется следующим образом:

$$W_n = S_n \cdot B_{щ}, \quad (6)$$

где S_n – общая площадь, занимаемая кондиционными блоками; $B_{щ}$ – ширина горизонтального (подошвенного) обнажения блоков:

$$B_{щ} = B \cdot K_{щ},$$

где B – ширина исполнительного органа применяемого технического средства; $K_{щ}$ – коэффициент, характеризующий отношение ширин обнажений к ширине исполнительного органа.

Коэффициент ширины обнажений учитывает колебания и неточность установки инструмента на исполнительном органе, неуравновешенность технических средств. В буровзрывном способе добычи блоков этот коэффициент учитывает также глубины образованных микротрещин под воздействием взрыва, нестройность бурения шпуров.

Площадь, занимаемая горизонтальной проекцией вертикальных обнажений (S) определяется следующим образом:

$$S = S_x + S_y + S_n, \quad (7)$$

где S_x – суммарная площадь горизонтальной проекции вертикальных обнажений по оси X ; S_y – суммарная площадь горизонтальных проекций вертикальных обнажений по оси Y ; S_n – суммарная площадь накладки вертикальных обнажений по осям X и Y .

Общая площадь, занимаемая блоками можно вычислить как:

$$S_n = L_{\Sigma X} \cdot L_{\Sigma Y}, \quad (8)$$

где $L_{\Sigma X}$ – суммарная длина блоков и ширины обнажений по оси X (длина разрабатываемого участка массива по оси X); $L_{\Sigma Y}$ – суммарная длина блоков и ширины обнажений по оси Y (длина разрабатываемого массива по оси Y).

Суммарную площадь накладки вертикальных обнажений по осям X и Y находим по зависимости:

$$S_n = (Z_x + 1)B_{щ} \cdot (Z_y + 1)B_{щ}. \quad (9)$$

После подстановки (9) в (7) и преобразований получим:

$$S = [Z_y Z_x (K_x + K_y + 1) + Z_x (K_x + 1) + Z_y (K_x + 1) + 1] B_{\text{ш}}^2. \quad (10)$$

Подставляя (10) в (5) имеем:

$$W_6 = [Z_y Z_x (K_x + K_y + 1) + Z_x (K_x + 1) + Z_y (K_x + 1) + 1] B_{\text{ш}}^2 H. \quad (11)$$

Окончательно получим зависимость потери сырья при обнажении вертикальных граней блока в виде:

$$W_6 = [Z_y Z_x (L_x + L_y + B \cdot K_{\text{ш}}) + Z_x (L_x + B \cdot K_{\text{ш}}) + Z_y (L_y + B \cdot K_{\text{ш}})] H \cdot B \cdot K_{\text{ш}}. \quad (12)$$

Определив значение S_H из (8) с учетом вышеприведенных зависимостей получим:

$$S_H = [Z_y Z_x (K_x K_y + K_x + K_y + 1) + Z_x (K_x + 1) + Z_y (K_y + 1) + 1] B_{\text{ш}}^2. \quad (13)$$

Получим потери сырья при обнажении горизонтальных граней блока из (6) в виде:

$$W_H = \left[Z_y Z_x \cdot \frac{(L_x L_y + L_x B K_{\text{ш}} + L_y B K_{\text{ш}} + B^2 K_{\text{ш}}^2)}{B K_{\text{ш}}} + Z_x (L_x + B K_{\text{ш}}) + Z_y (L_y + B K_{\text{ш}}) + B K_{\text{ш}} \right] + B^2 K_{\text{ш}}^2. \quad (14)$$

Располагая данными о W_n , W_6 и W_H , из (1) получим зависимость коэффициента выхода блока в общем виде:

$$\eta = \frac{Z_x \cdot Z_y \cdot L_x \cdot L_y \cdot H}{Z_x \cdot Z_y \cdot L_x \cdot L_y \cdot H + \{ [Z_y (L_y + B K_{\text{ш}}) + Z_x (L_x + B K_{\text{ш}}) + Z_y Z_x (L_y + L_x + 1) + B K_{\text{ш}}] (H + B K_{\text{ш}}) + Z_x \cdot Z_y \cdot L_x \cdot L_y \} B K_{\text{ш}}}. \quad (15)$$

Для случая, когда добываемые блоки имеют форму куба (т.е. $l_x = H = l_y = H = L$) и разрабатываемый участок имеет равные стороны ($Z_x = Z_y = Z_l$), зависимость (15) упростится и будет иметь вид

$$\eta = \frac{Z_x \cdot Z_y \cdot L_x \cdot L_y \cdot H}{\{ [Z_y (L_y + B K_{\text{ш}}) + Z_x (L_x + B K_{\text{ш}}) + Z_y Z_x (L_y + L_x + 1) + B K_{\text{ш}}] (H + B K_{\text{ш}}) + Z_x \cdot Z_y \cdot L_x \cdot L_y \} B K_{\text{ш}}}. \quad (16)$$

Определяем удельные потери сырья, т.е. отходы, приходящиеся на единицу объема добываемого блока в общем виде:

$$\omega = \frac{\{ [Z_y (L_y + B K_{\text{ш}}) + Z_x (L_x + B K_{\text{ш}}) + Z_y Z_x (L_y + L_x + 1) + B K_{\text{ш}}] (H + B K_{\text{ш}}) + Z_y Z_x L_x L_y \} B K_{\text{ш}}}{Z_y \cdot Z_x \cdot L_x \cdot L_y \cdot H}. \quad (17)$$

В ряде случаев, когда в массиве встречаются горизонтальные трещины или прослойки (в частности на месторождении «Сары Таш»), отсутствуют необходимости обнажения горизонтальной грани блока. В этом случае коэффициент выхода блоков из массива равен

$$\eta = \frac{W_n}{W_n + W_6}, \quad (18)$$

или, подставляя значения W_n , W_6 и производя преобразования, получим:

$$\eta = \frac{1}{1 + \frac{[(BK_{\text{ш}} + 2L)(Z_l + 1)^2 - 2L(Z_l + 1)]BK_{\text{ш}}}{Z_l^2 \cdot \lambda^2}}. \quad (19)$$

Удельные потери сырья в отсутствии необходимости обнажения горизонтальной грани добываемых блоков:

$$\omega = \frac{[Z_x Z_y (\lambda x + \lambda y + BK_{\text{ш}}) + Z_x (L_x + BK_{\text{ш}}) + Z_y (L_y + BK_{\text{ш}}) + BK_{\text{ш}}] BK_{\text{ш}}}{Z_x \cdot Z_y \cdot L_x \cdot L_y}. \quad (20)$$

При $l_x = l_y = H = L$ и $Z_x = Z_y = Z_l$ получим:

$$\eta = \frac{[(2L + BK_{\text{ш}})(Z_l + 1)^2 - 2L(Z_l + 1)]BK_{\text{ш}}}{Z_l^2 \cdot L^2}. \quad (21)$$

Из полученных общих зависимостей (21), (22) и их частных случаев вытекает, что потери сырья при добыче блоков природного облицовочного камня зависят от ряда факторов: геометрических размеров массива и добываемых блоков (Z_l и L), применяемых технических средств (B), способов отделения блоков от массива ($K_{\text{ш}}$). Таким образом, в данной работе рассмотрена математическая модель процесса отходаобразования при добыче блоков природного камня и разработана ее расчетная схема с определенными допущениями. Получены зависимости коэффициента потери сырья (выход блоков из массива) при добыче блоков природного камня различными способами.

В практическом аспекте при разработке месторождения камня различают *общие эксплуатационные потери* ($P_{\text{об}}^{\text{э}}$) и *потери – отходы при раскалывании монолитов* ($P_{\text{ор}}$) [4]. В общем случае эксплуатационные потери при добыче монолитов (блоков) камня можно представить как:

$$P_{\text{об}}^{\text{э}} = P_{\text{ц}} + P_{\text{к}} + \sum P_i^{\text{дщ}} + P_{\text{ш}} + P_{\text{тр}}; \quad (22)$$

$$\sum P_i^{\text{дщ}} = P_{\text{гп}}^{\text{т}} + P_{\text{вм}} + V_{\text{сб}} + P_{\text{рщ}}^{\text{акв}} + P_{\text{рщ}}^{\text{мцб}}$$

где $P_{\text{ц}}$ – потери в охранных, барьерных целиках, в междукарьерных полях под транспортными бермами; $P_{\text{к}}$ – потери камня в кровле при производстве скальной вскрыши; $P_i^{\text{дщ}}$ – суммарные потери при проходке добычных щелей, в зависимости от вида применяемых технических средств; $P_{\text{ш}}$ – потери сырья, приходящиеся на пробуриваемые шпуры и скважины; $P_{\text{тр}}$ – потери камня из-за трещиноватости массива; $P_{\text{гп}}^{\text{т}}$ – потери камня при резании термическими газоструйными резаками; $P_{\text{вм}}$ – потери при проходке щелей врубовыми машинами; $V_{\text{сб}}$ – потери при проходке щелей сплошным бурением; $P_{\text{рщ}}^{\text{акв}}$ – потери сырья при резании щелей алмазно-канатными установками; $P_{\text{рщ}}^{\text{мцб}}$ – потери сырья при резании щелей баровыми машинами.

Потери – отходы при разделке монолита на блоки буроклиновым (гидро-клиновым), бурорастворным и др. способами могут быть рассчитаны в виде:

$$P_{op} = V_{\text{мон}} - V_{\text{мон}} K_{\text{в}}, \quad (23)$$

где $V_{\text{мон}}$ – объем монолита, $K_{\text{в}}$ – коэффициент выхода блоков.

Коэффициент $K_{\text{в}}$ зависит от ряда факторов, в основном от способа добычи блоков камня и для каждого карьера устанавливается экспериментально. По данным практики [4] $K_{\text{в}}$ может быть в пределах: для месторождений мелкозернистых гранитов и габбро – от 0,75 до 0,90; для лабрадоритов – 0,70-0,85; для среднезернистых гранитов, гранодиоритов и др. пород – 0,70-0,80; для крупнозернистых гранитов – 0,60-0,80; для рапакиви – 0,65-0,75.

Полученные зависимости позволяют анализировать взаимосвязь потери сырья от различных факторов и могут быть использованы в прогнозе потерь сырья при отделении блоков природного камня из монолитного массива. Результаты исследований могут быть использованы для оценки объемов техногенного сырья, подлежащего дальнейшей переработке.

Список литературы

1. Алимов О.Д., Мамасаидов М.Т. Модели технологического процесса отделения блоков природного камня от массива. – Фрунзе: Илим, 1983. – 84 с.
2. Калдыбаев Н.А., Султаналиев А., Самиева М. Результаты исследования естественной трещиноватости массива на месторождении известняков-ракушечников «Сары-Таш» // Известия вузов, № 5. – Б.: МОН КР, 2009.
3. Межгосударственный стандарт ГОСТ 9479-98 «Блоки из горных пород для производства облицовочных, архитектурно-строительных, мемориальных и других изделий. Технические условия». Введен 01.01.2001 г. – М.: МНТКС, 2001. – 14 с.
4. Добыча и обработка природного камня: Справочник. Под ред. А.Г. Смирнова. – М.: Недра, 1990. – 445 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Козин В.З. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-РАСЧЕТНЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ ПОДГОТОВКИ И АНАЛИЗА ПРОБ	3
Хурэлчулуун Ишген, Морозов В.В. ОПТИМИЗАЦИЯ ДРОБЛЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ.....	6
Газалеева Г.И., Назаренко Л.Н., Шихов Н.В., Шигаева В.Н., Бойков И.С. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ СОЛНЕЧНОГО ГОКА.....	11
Пелевин А.Е., Сытых Н.А. ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАСКРЫТИЯ ПОРОДНЫХ МИНЕРАЛОВ В СТАДИЯХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ РУД.....	17
Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Какушкин С.Н., Вафин В.Р. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ.....	22
Лавриненко А.А., Макаров Д.В., Шрадер Э.А., Саркисова Л.М., Кузнецова И.Н. ФЛОТАЦИЯ МАЛОСУЛЬФИДНОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЬНОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ ОТАЛЬКОВАННОЙ РУДЫ	25
Коровников А.Н., Трофимов В.А., Балдаева Т.М. ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ГРОХОЧЕНИЯ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ	30
Бирюков В.В., Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Олейник А.Г. СИСТЕМНЫЙ АНАЛИЗ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	33
Шестаков К.И., Терехин В.В., Воробьев В.А. РЕКОНСТРУКЦИЯ МАЛЫШЕВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНСОДЕРЖАЩИХ РУД	38
Терехин В.В., Русяев Е.В. КОМПЛЕКСНОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ПЕРЕООРУЖЕНИЕ АКСУЙСКОЙ, БЕСТОБИНСКОЙ, ЖОЛЫМБЕТСКОЙ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫХ ФАБРИК АО «ГМК КАЗАХАЛТЫН».....	40
Голованов А.В., Михайлова А.В. ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЙ КОМБИНАТ «ШИРАЛЬДЖИН» КАК ПРИМЕР ОСВОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗОЛОТА КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ.....	43
Винокуров В.Р. ВЛИЯНИЕ ОТБОЙНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ НА ИНТЕНСИФИКАЦИЮ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В МЕЛЬНИЦАХ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ	47
Горюнов А.В., Церулиев Е.Д. РЕКОНСТРУКЦИЯ УЗЛА РУДОПОДГОТОВКИ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК».....	52
Афанасьев А.И., Суслов Д.Н. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЛИНЕЙНОГО ВИБРОВОЗБУДИТЕЛЯ ДЛЯ РЕЗОНАНСНЫХ ВИБРОТРАНСПОРТНЫХ МАШИН.....	56

Ельникова С.П., Братыгин Е.В. ОЦЕНКА ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ «В СЛОЕ» В КОНУСНЫХ ДРОБИЛКАХ	59
Шавакулева О.П., Дегодя Е.Ю. СНИЖЕНИЕ ЭНЕРГОЗАТРАТ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МАГНЕТИТОВЫХ РУД	63
Овчинникова Т.Ю., Цыпин Е.Ф., Ефремова Т.А., Мамонов С.В. СИНТЕЗ ПРИНЦИПИАЛЬНЫХ СХЕМ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МНОГОКОМПОНЕНТНЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДОВ	68
Боровков В.А. ПОГРЕШНОСТЬ РАСЧЕТА ВЫХОДОВ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ БАЛАНСАХ ПРИ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОМ СОЕДИНЕНИИ ОПЕРАЦИЙ ОБОГАЩЕНИЯ	73
Нестерова Т.В. О ТРЕБОВАНИЯХ К ШИРИНЕ ЩЕЛИ ПРОБООТБИРАТЕЛЯ.....	76
Ширман Г.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ПРОМЫВКИ В АППАРАТЕ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ И КЛАССИФИКАЦИИ	78
Комлев А.С. УСЛОВИЯ ПОЯВЛЕНИЯ МЕТОДИЧЕСКОЙ ПОГРЕШНОСТИ ОПРОБОВАНИЯ ...	82
Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Иванова К.К., Пелевин А.Е. СТАДИАЛЬНОЕ ПОЛУЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА С ПОМОЩЬЮ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ	87
Лебедев И.Ф. МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦ В ВИНТОВОМ ПНЕВМАТИЧЕСКОМ СЕПАРАТОРЕ	89
Овчинникова Т.Ю., Цыпин Е.Ф., Елизаров Д.Б. ОЦЕНКА ПРЕДЕЛЬНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ.....	94
Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Иванова К.К. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ ТЕХНОГЕННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЖЕЛЕЗА «БАЛКА ТЕРНОВАТАЯ» С ПРИМЕНЕНИЕМ ВИНТОВЫХ СЕПАРАТОРОВ.....	100
Лукьянов К.В., Семенихин Д.Н. МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ГРАВИТАЦИОННО ИЗВЛЕКАЕМЫХ ФОРМ ЗОЛОТА И ЕЕ ПРАКТИЧЕСКАЯ РЕАЛИЗАЦИЯ ДЛЯ РУДНЫХ ОБЪЕКТОВ.....	103
Поливанская В.В., Морозов В.В. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ АПАТИТ-ШТАФЕЛИТОВЫХ РУД ПУТЕМ РЕГУЛИРОВАНИЯ АГРЕГАТИВНОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ШЛАМОВ.....	109
Никитин Р.М., Скороходов В.Ф., Бирюков В.В., Китаева А.С. АЛГОРИТМ ОЦЕНКИ ЗАВИСИМОСТИ УДЕЛЬНОЙ ПЛОЩАДИ И ТОЛЩИНЫ АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ, ОБРАЗУЮЩЕГОСЯ ПРИ ПРИГОТОВЛЕНИИ АВДВ, ОТ ВИДА И КОНЦЕНТРАЦИИ ГЕТЕРОПОЛЯРНОГО ПАВ	113

Семушкина Л.В., Турысбеков Д.К., Кульдеев Е.И., Нарбекова С.М., Муханова А.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М. ПЕРЕРАБОТКА ФЛОТАЦИОННЫХ ХВОСТОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ МОДИФИЦИРОВАННОГО ФЛОТОРЕАГЕНТА.....	118
Махрачев А.Ф. ПОВЫШЕНИЕ ЭФЕКТИВНОСТИ РЕАГЕНТОВ-СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ АЛМАЗОВ НА ОСНОВЕ ВИБРОСТРУЙНОЙ МАГНИТНОЙ АКТИВАЦИИ.....	122
Немчинова Л.А., Шарафутдинова А.Н. ПОЛУЧЕНИЕ СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА ПЕННЫМ ПРОДУКТОМ ИЗ БЕДНЫХ ПО СВИНЦУ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД.....	126
Баттогтох О., Туяа Ц., Алтантуяа В. ВЛИЯНИЕ ДОЛИ НЕРУДНЫХ МИНЕРАЛОВ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ.....	130
Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Уварова Т.К., Меламуд В.С. УДАЛЕНИЕ ЦИНКА ИЗ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С РАЗЛИЧНЫМИ СООТНОШЕНИЯМИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ИХ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИИ АЦИДОФИЛЬНЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ.....	136
Турысбеков Д.К., Семушкина Л.В., Кульдеев Е.И., Нарбекова С.М., Муханова А.А., Калдыбаева Ж.А., Мухамедилова А.М. ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ОТХОДА ВИННО-ВОДОЧНОГО ПРОИЗВОДСТВА АО «БАХУС» ПРИ СЕЛЕКТИВНОМ РАЗДЕЛЕНИИ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА.....	140
Радушев А.В., Ваулина В.Н., Чеканова Л.Г., Батуева Т.Д., Харитонов А.В. ПРОИЗВОДНЫЕ ТРЕТ-КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ VERSATIC – ЭКСТРАКЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	144
Соложенкин П.М. ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ АУРОСТИБНИТА $AuSb_2$ С СУЛЬФИДРИЛЬНЫМИ РЕАГЕНТАМИ НА ОСНОВЕ МОЛЕКУЛЯРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ.....	148
Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Мишурина О.А., Муллина Э.Р., Вафин В.Р. ИЗУЧЕНИЕ МЕХАНИЗМА ДЕЙСТВИЯ РЕАГЕНТА «ГлиПЕТ» ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛИКАТИОННЫХ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД МЕТОДОМ ИОННОЙ ФЛОТАЦИИ ..	153
Церулиев Е.Д., Бобракова А.А. ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ ПО ИОННОМУ СОСТАВУ ДЛЯ СТАБИЛИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА НА НИКОЛАЕВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ (РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН).....	156
Бирюков В.В., Никитин Р.М., Скороходов В.В. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ АГРЕГИРОВАНИЯ И РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ТОНКИХ ЧАСТИЦ ПРИ ОЧИСТКЕ ШАХТНЫХ ВОД В КОЛОННОЙ ФЛОТАЦИОННОЙ МАШИНЕ	160
Пелевин А.Е. ПОЛУЧЕНИЕ ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	166

Королев А.А., Тимофеев К.Л., Мальцев Г.И. ПЕРЕРАБОТКА КОНЦЕНТРАТА СУРЬМЯНО-ОЛОВЯННОГО ВАКУУМНОЙ ДИСТИЛЛЯЦИЕЙ	168
Бузмаков В.Н., Володина Ю.В. ВЛИЯНИЕ МАССОВОЙ ДОЛИ ИЛЬМЕНИТА В РУДЕ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА КАЧЕСТВО ПРОИЗВОДИМОГО КОНЦЕНТРАТА	174
Дмитриев С.В., Мезенин А.О. ПОДГОТОВКА И ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ПРИ РЕЦИКЛИНГЕ ЭЛЕКТРОННОГО ЛОМА	177
Бузунова Т.А., Власов И.А., Мушкетов Андрей Александрович, Шигаева В.Н., Бойков И.С. ВЛИЯНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД ИЗ АНОМАЛЬНОЙ ЗОНЫ КОВДОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ.....	182
Перегудов В.В., Шаутенов М.Р., Lebfromm L.K. КРУПНОЕ СЕЛЕТЫТЕНИЗСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ ГЛАУКОНИТА.....	187
Шепета Е.Д., Саматова Л.А. ИЗБИРАТЕЛЬНОЕ ВЫСОКОЧАСТОТНОЕ АКУСТИЧЕСКОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ НА МИНЕРАЛЬНЫЕ АССОЦИАЦИИ СКАРНОВОЙ ШЕЕЛИТОВОЙ РУДЫ.....	192
Саматова Л.А., Шепета Е.Д. ВЛИЯНИЕ АССОЦИАЦИЙ МИНЕРАЛОВ МЕТАСОМАТИЧЕСКИХ РУД И ПОРОД НА ОБОГАЩЕНИЕ СКАРНОВОЙ ШЕЕЛИТ-СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ	197
Баряхтенко В.В., Бурдонов А.Е., Зелинская Е.В., Волянский В.В., Гавриленко А.А. ОЧИСТКА НЕКОНДИЦИОННОГО ГЛИНОЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО ПРОДУКТА ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ В ПРОИЗВОДСТВЕ АЛЮМИНИЯ.....	201
Бибанаева С.А., Скачков В.А. Сабирзянов Н.А. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА	205
Шепелев И.И., Сахачев А.Ю., Дашкевич Р.Я., Головных Н.В., Рылова Р.И., Жижаев А.М. ПЕРЕРАБОТКА АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ОАО «КРАСЦВЕТМЕТ» ПО СПОСОБУ СПЕКАНИЯ С ДОИЗВЛЕЧЕНИЕМ ИЗ НИХ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ.....	208
Шепелев И.И., Головных Н.В., Чудненко К.В., Сахачев А.Ю. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ТЕХНОГЕННЫХ ДОБАВОК.....	213
Багдасарян Г.С. ИССЛЕДОВАНИЕ СКОРОСТИ РАЗЛОЖЕНИЯ ФТОРИДА АММОНИЯ ПРИ ВСКРЫТИИ ИЛЬМЕНитОВЫХ ШЛАКОВ И КОНЦЕНТРАТОВ.....	218
Павлов М.В., Морозов Ю.П., Павлов В.Ф., Павлов И.В. ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ МЕДИ В МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ ФАЗЕ ПРИ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОМ ПЛАВЛЕНИИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ АРТЁМОВСКОГО РУДНИКА	220

Клюшников А.М., Пикулин К.В., Беляев В.В., Селиванов Е.Н., Лебедь А.Б., Удоева Л.Ю. ДЕГРАДАЦИЯ ПЕРИКЛАЗОХРОМИТОВЫХ ОГНЕУПОРОВ В ПЫЛЕГАЗОВОЙ СРЕДЕ, ОТВЕЧАЮЩЕЙ ПЛАВКЕ ОБОЖЖЁННЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ.....	223
Булаев А.Г., Меламуд В.С., Воробьева К.С., Челидзе Г.Г., Бодуэн А.Я. БИООКИСЛЕНИЕ СУЛЬФИДНЫХ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ.....	228
Канаев А.Т., Баймырзаев К.М., Канаева З.К. ГЛУБОКОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА МЕТОДОМ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ АССОЦИАЦИЕЙ АЦИДОФИЛЬНЫХ БАКТЕРИЙ.....	233
Морозов Ю.П., Бекчурин Е.А., Валиева О.С. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ С ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИЕЙ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ	236
Морозов Ю.П., Валиев Н.Г., Хамидулин И.Х., Пеньков П.М. РАЗРАБОТКА И РЕАЛИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТОНКОГО ЗОЛОТА ИЗ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ	240
Матвеева Т.Н., Громова Н.К. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СМЕШАННОГО АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ СОБИРАТЕЛЯ И МОДИФИКАТОРА НА ПОВЕРХНОСТИ АРСЕНОПИРИТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД.....	246
Попов А.А., Полежаев С.Ю. РАЗРАБОТКА И ОПТИМИЗАЦИЯ МЕТОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЖАЛЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЗАХСТАНА	251
Сорокин А.П., Агеев О.А. САМОРОДНОЕ ЗОЛОТО В ПРОДУКТАХ СГОРАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ ЕРКОВЕЦКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	252
Абдылдаев Н.Н., Магомедов Д.Р., Абубакриев А.Т., Койжанова А.К., Камалов Э.М. ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ	256
Мошечкова Л.А., Наумов К.Д., Лобанов В.Г. ТИОМОЧЕВИННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ГРАВИТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ.....	260
Взородов С.А., Галимов Р.Р., Клюшников А.М., Мусаев В.В. ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ЗОЛОТА ИЗ УГЛИСТЫХ СЛАНЦЕВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМЕНСКОЕ	263
Реутов Д.С., Халезов Б.Д., Овчинникова Л.А., Гаврилов А.С. ИЗУЧЕНИЕ КИНЕТИКИ РАСТВОРЕНИЯ ФЕРРИТОВ МЕДИ И ЦИНКА МЕТОДОМ ВРАЩАЮЩЕГОСЯ ДИСКА.....	268
Афанасенко С.И. ИЗ ЧЕГО СКЛАДЫВАЮТСЯ ПРЕИМУЩЕСТВА РОССИЙСКИХ КОНЦЕНТРАТОРОВ «ИТОМАК»	272

Афанасенко С.И., Лазариди А.Н., Прохорцев В.В., Парубов А.Г., Минин В.А., Левченко Л.М., Галицкий А.А., Сагидуллин А.К., Бабушкин А.В. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОГО КОНЦЕНТРАТОРА «ИТОМАК» ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РТУТИ ИЗ ГРУНТОВ И ТВЁРДЫХ ОТХОДОВ	276
Глазков С.А., Лобанов В.Г., Деревянкин А.А. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ ЭЛЕКТРОННОГО ЛОМА.....	280
Пеньков П.М. КИНЕТИКА НАКОПЛЕНИЯ МИНЕРАЛОВ ПОВЫШЕННОЙ ПЛОТНОСТИ В ПАЗАХ ЦЕНТРОБЕЖНОГО СЕПАРАТОРА.....	283
Львов В.В., Ушаков Е.К. ПРИМЕНЕНИЕ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА НЕФЕЛИНОВОГО КОНЦЕНТРАТА	286
Кенжалиев Б.К., Ультаракова А.А., Есенгазиев А.М., Онаев М.И., Касымжанов К.К. ОЧИСТКА ХЛОРМАГНИЕВЫХ РАСПЛАВОВ ОТ ПРИМЕСНЫХ КОМПОНЕНТОВ.....	291
Агеев О.А., Сорокин А.П. НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ФРАКЦИОНИРОВАНИЯ ПРОДУКТОВ СГОРАНИЯ БУРЫХ УГЛЕЙ.....	294
Стефунько М.С. ВОЗДЕЙСТВИЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНОКОЛЧЕДАННЫХ РУД НА БИОТУ	298
Польгалов С.Э., Шадрин Е.А., Лобанов В.Г. СНИЖЕНИЕ ОБЪЕМОВ ВРЕДНЫХ ВЫБРОСОВ ПРИ АФФИНАЖЕ СЕРЕБРА	302
Польшина Т.Д., Маковская О.Ю., Егоров В.В. ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИИ МЫШЬЯКА КОМПОЗИТНЫМ НЕОРГАНИЧЕСКИМ СОРБЕНТОМ	306
Лавриненко А.А., Лусинян О.Г., Кунилова И.В., Кузнецова И.Н., Гольберг Г.Ю. ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ УГЛЕРОДНОГО СЫРЬЯ, ПОЛУЧАЕМОГО ПРИ ПИРОЛИЗЕ ШИН	308
Гладышев С.В., Абдулвалиев Р.А., Досмухамедов Н.К., Омарова С.А. СУЛЬФАТИЗИРУЮЩИЙ ОБЖИГ ХРОМИТСОДЕРЖАЩЕГО ШЛАМА ОБОГАЩЕНИЯ.....	311
Кенжалиев Б.К., Абдулвалиев Р.А., Гладышев С.В., Дюсенова С.Б., Омарова С.А., Имангалиева Л.М. СПОСОБ ХИМИЧЕСКОЙ АКТИВАЦИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.....	314
Лузин В.П., Корнилов А.В., Чекмарев А.С. ПРИМЕНЕНИЕ НЕКОНДИЦИОННЫХ МЕЛКОЗЕРНИСТЫХ КВАРЦЕВЫХ ПЕСКОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ СТЕНОВЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ	317
Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Тчаро Хоноре ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ОБРАБОТКЕ ВЫЩЕЛАЧИВАЮЩИМИ РАСТВОРАМИ МАССИВА ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ	321

Шевченко А.С., Евграфова Е.Л., Битимбаев М.Ж. ИССЛЕДОВАНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКЖАЛ.....	325
Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Гольберг Г.Ю., Лусинян О.Г. ОБЗОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ВЫДЕЛЕНИЯ ЦЕННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ОТХОДОВ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ ТЭС.....	330
Бошняк М.В., Лобанов В.Г. ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ СУРЬМЯНОГО СЫРЬЯ И ПОЛУПРОДУКТОВ ПРОИЗВОДСТВА С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ СУРЬМЫ.....	334
Бошняк М.В., Галимьянов А.Р., Колмачихина О.Б., Лобанов В.Г. ПЕРЕРАБОТКА ШЛАМОВ ГАЛЬВАНИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО НИКЕЛЯ.....	336
Красиков С.А., Жилина Е.М., Агафонов С.Н., Жидовинова С.В., Русских А.С., Москвина М.А. ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ ЖАРОПРОЧНЫХ НИКЕЛЕВЫХ СПЛАВОВ.....	340
Остапчук Д.Е., Домрачева В.А., Трусова В.В. ПЕРЕРАБОТКА РТУТЬСОДЕРЖАЩИХ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ.....	343
Дизер О.А., Русалев Р.Э., Рогожников Д.А., Набойченко С.С., Дзгоев Ч.Т., Евтушевич И.И. ВОЗМОЖНОСТЬ ПЕРЕРАБОТКИ ОБЕССУРЬМЯНИСТЫХ КЕКОВ УДЕРЕЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЗОТНОКИСЛОТНЫМ СПОСОБОМ.....	345
Килин А.А., Дашковский В.В., Завьялов С.С., Асадов О. И., Важенин В.А., Суриков В.Т., Ганебных И.Н., Валова М.С., Баженова Л.Н., Меньшиков С.Ю. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ РФА И ЭПР ПРИ ГАЗОФАЗНОМ ОКИСЛЕНИИ МЕТАНОЛА В ПРИСУТСТВИИ ОКСИДНЫХ КАТАЛИЗАТОРОВ.....	349
Дурбаева С.К., Летуев А.В., Малютин Л.Н., Смороков А.А. ИССЛЕДОВАНИЕ СВОЙСТВ ФТОРАММОНИЙНЫХ КОМПЛЕКСОВ ЖЕЛЕЗА...	353
Кантаев А.С., Смороков А.А. МЕТОД ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕЙКОКСЕНА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ФТОРИДОВ АММОНИЯ.....	357
Дедюхина А.В., Овчинникова Т.Ю., Брезгин В.Ф. ПРИЗНАКИ РАЗДЕЛЕНИЯ ПРИ СОРТИРОВКЕ ЖИЛЬНОГО КВАРЦА.....	360
Овчинникова Т.Ю., Бабаян А.К., Ильенков Г.Е., Ефремова Т.А. АНАЛИЗ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОГО СЕПАРАТОРА.....	365
Бекчурина Е.А., Дзиваковская Т.Н., Шевченко А.С. ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ.....	369
Бекчурина Е.А., Дзиваковская Т.Н., Абдыкирова Г.Ж. ЭЛЕКТРООСАЖДЕНИЕ МЕДИ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ.....	374

Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А., Валиева О.С. ПРОГНОЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБОВ	378
Морозов Ю.П., Тропников Д.Л., Кузнецов В.А., Комаровский В.Л., Валиева О.С., Интогарова Т.И. ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ СУЖАЮЩЕГОСЯ ЖЕЛОБА НА ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ ОАО «СВЯТОГОР».....	382
Колтунов А.В., Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю., Клевакин Е.В. ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНОЙ НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ	385
Часнык К.А., Шевченко А.С., Фризен В.Г., Джураев А.Р. РЕЗУЛЬТАТЫ ГЕНЕРАЛЬНОГО ОПРОБОВАНИЯ СХЕМ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ НА ДОФ-1 И ДОФ-2 ОАО «ПЕРВОУРАЛЬСКОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ»	388
Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А., Дукембаева А.Ж. ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ СОРБЦИЕЙ	393
Завьялов С.С., Сафонова М.С. ИЗУЧЕНИЕ СУХИХ ГРАВИТАЦИОННЫХ МЕТОДОВ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ РУД	398
Волков П.С., Корнеева Е.А. РОЛЬ ОПЕРАЦИИ ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМЕ ПРОБОПОДГОТОВКИ	401
Бараковских Д.С., Шишкин С.Ф., Фролов С.Г. ПРОЦЕСС РАЗГОНА ЧАСТИЦ В СТРУЙНОЙ МЕЛЬНИЦЕ ПРИ МАЛЫХ КОНЦЕНТРАЦИЯХ	411
Бараковских Д.С., Шишкин С.Ф., Фролов С.Г. ПРИМЕНЕНИЕ СТРУЙНЫХ МЕЛЬНИЦ ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ТЕРМОЛАБИЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ.....	416
Мязин В.П., Литвинцев С.А. ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГРАВИТАЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ ЗОЛОТОПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД	419
Мамонов С.В., Орлов С.Л., Волкова С.В., Власов И.А. ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СМЕШАННЫХ МЕДНЫХ РУД СЕРПЕНТИНИТОВОГО СОСТАВА.....	427
Чинова М.И., Авербух А.В., Мамонов С.В. ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАННЫХ РУД НОВО-УЧАЛИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ.....	434
Потапов В.Я., Цыпин Е.Ф., Потапов В.В., Стожков Д.С., Троп В.А. ОЦЕНКА ИНФОРМАТИВНОСТИ ПРИЗНАКОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ СУЛЬФИДНЫХ РУД К РАЗДЕЛЕНИЮ.....	439
Костюк П.А., Афанасьев А.И., Потапов В.Я., Потапов В.В., Адас В.Е. ИМИТАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ПНЕВМОПОДЪЕМНИКА.....	443

Горячев Б.Е., Николаев А.А., Чжо Зай Я ПОТЕНЦИОМЕТРИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СОСТОЯНИЯ СФАЛЕРИТОВОГО ЭЛЕКТРОДА В РАСТВОРАХ СУЛЬФАТА МЕДИ, ЦИНКА И ЖЕЛЕЗА	448
Эрдэнэзуул Жаргалсайхан, Морозов В.В. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ КРУПНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА КОНЦЕНТРАЦИЮ СОБИРАТЕЛЯ И ФЛОТАЦИЮ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД.....	451
Пестряк И.В. КИНЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ АКТИВАЦИИ МОЛИБДЕНИТА ИОНАМИ МЕДИ ПРИ ФЛОТАЦИИ	455
Иванова Н.С., Шипилова Е.В. РЕКУЛЬТИВАЦИЯ И ЗЕМЛЕВАНИЕ КАК ЭФФЕКТИВНОЕ ВОССТАНОВЛЕНИЕ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ЛАНДШАФТОВ	461
Калдыбаев Н.А., Султанов И.К., Маткасымова А.Т. МЕТОДОЛОГИЯ ОЦЕНКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ПРИ ДОБЫЧЕ БЛОКОВ ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ.....	464

Научное издание

**МАТЕРИАЛЫ
XXIII Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»**

10–13 апреля 2018 г.

**Ответственность за предоставленные
материалы несут авторы**

Компьютерная верстка Бекчурина Е.А.



Издательство ООО «Форт Диалог-Исеть»

**Подписано в печать 03.04.18 г. Бумага офсетная. Формат 60×84¹/16.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Усл. п. л. 27,9. Тираж 100. Заказ № 1840197.**

**Отпечатано в типографии ООО "Форт Диалог-Исеть"
Адрес издательства и типографии:
620142 г. Екатеринбург, ул. Декабристов, 75**